



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE
المدرسة الوطنية العليا للمناجم والمعادن - عمار العسكري - عنابة
ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DES MINES ET DE LA METALLURGIE
AMAR LASKRI- ANNABA

Département Génie Minier

Mémoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de MASTER

Domaine : Sciences et Techniques

Filière : Génie Minier

Spécialité : Contrôle des Terrains

Thème

Choix, calcul du rendement (m/h de forage) et coût horaire du forage (DA/h) dans les conditions de la carrière de Chouf-Amar "M'sila"

Présenté par : **Imane BOUGHRAB**

Encadré par : **Pr. Tayeb SERRADJ**

Jury de Soutenance

Sameh HABES

MCA, ENSMM Annaba

Présidente

Djamel NETTOUR

MCB, ENSMM Annaba

Examinateur Principal

Tayeb SERRADJ

Professeur des universités, université BADJI Mokhtar

Encadreur

2020

**AUTORISATION DE DEPOT FINAL DU
MEMOIRE DE MASTER**

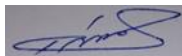
Je soussigné (e) Mme Habes Sameh Eps. Drici

Président(e) du jury de soutenance de mémoire de Master, déclare avoir autorisé
Melle Boughrab Imane à déposer son mémoire de Master après avoir apporté
les corrections signalées par les membres du jury.

Avis du Promoteur : Pr. Serradj Tayeb

A blue ink signature of Pr. Serradj Tayeb, written in a cursive style, is placed over a light blue rectangular stamp.

Avis de l'Examineur : Dr. Nettour Djamel

A blue ink signature of Dr. Nettour Djamel, written in a cursive style, is placed over a light blue rectangular stamp.

Président du Jury

Dr. Habes Sameh Eps. Drici

A blue ink signature of Dr. Habes Sameh Eps. Drici, written in a cursive style, is placed over a light blue rectangular stamp.

ملخص

تعتبر كفاءة الحفر مهمة جداً لأي عملية تعدين، حيث يجب أن يتم تنفيذها بأفضل طريقة ممكنة لتحقيق الهدف المحدد بأقل تكلفة وفي أفضل ظروف السلامة. وفقاً لخصائص محاجر الحجر الجيري الجزائرية فإن آلات الحفر الطرقية الدوارة الأكثر استخداماً. حيث يعطي استخدام هذه الوسائل من ناحية إنتاجية جيدة، ومن ناحية أخرى عمر خدمة طويل. تكون تلبية هذه المتطلبات ممكنة إذا كانت طريقة الحفر المختارة مناسبة للظروف الجيولوجية والتعدين بالإضافة إلى معايير الحفر.

في هذا المشروع سنعالج النقاط الثلاثة التالية:

كيفية اختيار نوع الحفر لصخرة معينة،

كيفية التقييم الحقيقي لإنتاجية (مردودية) آلات الحفر الطرقية الدوارة،

حساب تكلفة الحفر بالساعة في مقلع شوف عمار.

الكلمات المفتاحية:

الحفر الطرقي الدوراني، إنتاجية، تكلفة، محجرة شوف عمار مسيلة.

Résumé

L'efficacité du forage est très importante pour toute opération minière et doit être effectuée de la meilleure façon pour atteindre l'objectif fixé au moindre coût et dans les meilleures conditions de sécurité. Selon les caractéristiques des carrières de calcaire algériennes, elles utilisent des machines de forage roto percutant. L'utilisation de ces moyens de forage exige d'une part une bonne productivité et d'autre part une longue durée de vie. La satisfaction de ces exigences est possible si le mode de forage choisi est convenable aux conditions géologiques et minières ainsi qu'aux paramètres de forage.

Trois points essentiels sont traités dans de ce projet :

Comment choisir le type de forage pour une roche donnée,

Comment évaluer réellement la productivité (rendement) des sondeuses roto-percutantes,

Calculer le coût horaire du forage dans la carrière de Chouf Amar.

Mots-clés :

Forage roto percutant, productivité, coût, carrière Chouf-Amar M'SILA.

Abstract

Drilling efficiency is very important for any mining operation and must be carried out in the best way to reach the set objective at the lowest cost and under the best safety conditions. Depending on the characteristics of Algerian limestone quarries, they use rotary percussive drilling machines. The use of these drilling means requires on the one hand a good productivity and on the other hand a long-life span. The satisfaction of these requirements is possible if the chosen drilling method is suitable for the geological and mining conditions and the drilling parameters.

Three essential points are dealt with in this project:

How to choose the type of drilling for a given rock,

How to really evaluate the productivity (yield) of roto-percussion drills,

Calculate the hourly cost of drilling in the Chouf Amar quarry.

Keywords:

rotary percussive drilling ,cost, productivity, Chouf-Amar quarry M 'SILA.

REMERCIEMENTS

Arrivé au terme de ce travail, je tiens à remercier, énormément, tous ceux qui ont participé à l'élaboration de ce mémoire de fin d'études.

Qu'ils trouvent ici toute ma reconnaissance.

Je tiens tout d'abord à remercier mon promoteur Pr. TAYEB SERRADJ, Qui m'a beaucoup aidé pour réaliser ce travail.

Mrs les membres du jury, qui ont très aimablement accepté d'examiner mon travail.

Tous les responsables et les personnels de la carrière de Chouf Amar, pour leur disponibilité et leur serviabilité.

Tous les enseignants du département génie minier pour leur dévouement et disponibilité.

Enfin, je tiens à remercier toute personne ayant contribué de loin ou de près à ce travail.

Merci

DÉDICACES

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Je dédie ce modeste travail :

À la mémoire de mon défunt père.

À la plus belle créature que Dieu a créée sur terre,,,

À cet source de tendresse, de patience et de générosité,,,

À ma mère.

*À mes chers frères et mes chères sœurs qui me soutiennent
toujours.*

À Toute ma grande famille.

À tous mes amis.

À tous les étudiants de la promotion 2017/2020.

À tous ceux qui, par un mot, m'ont donné la force de continuer

...

Imane

Table des matières

Résumé.....	I
Remerciements	III
Dédicaces	IV
LISTE DES FIGURES.....	VIII
LISTE DES TABLEAUX.....	X
Introduction générale.....	X

Chapitre I : Etude bibliographique

Introduction	1
1.1. Définition de forage.....	1
1.2. Processus de forage.....	1
1.3. Les différents modes de forage... ..	2
1.4. Règles de comparaison entre les différents modes de forage.....	4
1.5. Le choix du mode de forage.....	5
1.5.1. Indice de forabilité.....	6
1.5.2. Choix du diamètre de foration.....	8
1.6. Classification des machines de forage.....	9
1.7. Aperçu sur les outils de forage.....	9
1.7.1. Les outils tricônes.....	9
1.7.2. Les outils PDC.....	10
1.8. Procédure de choix de la machine de forage.....	11
1.9. Facteurs influençant le forage.....	12
1.10. Nécessité une foration de qualité.....	13

Chapitre II : Matériel et méthode

Introduction	15
2.1. Principe de forage roto-percutant.....	15
2.2. Paramètres de la foration roto percutante.....	16
2.3. Etude théorique de la roto percussion.....	20
2.4. Domaine d'application.....	25
2.5. Mise en œuvre du forage roto-percutant dans les mines.....	26
Conclusion.....	27

Chapitre III : Etude de cas

3.1. Généralités sur la région d'étude.....	28
3.1.1. La situation géographique et administrative du périmètre d'étude.....	28
3.2. Gisement de calcaire de Chouf Amar.....	28
3.2.1. Situation, Morphologie et infrastructure.....	28
3.2.2. Litho-stratigraphie du site.....	30
3.2.3. Géologie du gisement	31
3.2.4. Structure et tectonique du gisement.....	32
3.2.5. Conditions hydrogéologiques.....	34
3.2.6. Caractéristiques qualitatives de la matière.....	35
3.3. Régime de travail de la carrière de Chouf- Amar.....	36
3.4. Travaux de forage.....	37
3.4.1. Le choix du mode de forage.....	37
3.4.2. Détermination de Productivité des sondeuses roto- percutantes.....	39
3.4.2.1. La productivité théorique.....	40
3.4.2.2. La productivité technique.....	40
3.4.2.3. La productivité d'exploitation.....	41
3.4.2.4. La pratique du calcul la productivité des sondeuses.....	42
3.4.2.5. Réalisation de l'expérience.....	42

3.4.2.6. Résultats de chronométrage.....	43
3.4.2.7. Généralisation des résultats de chronométrage.....	47
3.4.2.8. Calcul des productivités de la sondeuse.....	48
3.4.2.9. Interprétation des résultats.....	48
3.4.3. Estimation du coût de forage.....	48
3.4.3.1. Les coûts directs.....	49
3.4.3.2. Les coûts indirects.....	49
3.4.3.3. Application numérique.....	52
3.4.3.4. Analyse des résultats.....	56
Conclusion générale	58
Références bibliographiques	59
ANNEXE	62

LISTE DES FIGURES

Chapitre I

Figure 1.1: Choix du type d'équipement.	6
Figure 1.2: Aperçu du test de forage Sievers.	7
Figure 1.3: Test de friabilité	8
Figure 1.4: Outil à molette.	10
Figure 1.5: Outil PDC.	11
Figure 1.6: Principales erreurs de foration.	14

Chapitre II

Figure 2.1: Paramètres principaux de la foration roto percutante.	16
Figure 2.2: La masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou.....	17
Figure 2.3: Fragmentation de la roche.....	20
Figure 2.4 : Comparaison des diagrammes énergétiques.	21
Figure 2.5: Rotation du taillant.....	23
Figure 2.6 : Réglage de la poussée optimale.	24
Figure 2.7: Fonctionnement du marteau et avancement.....	27

Chapitre III

Figure 3.1: Carte géologique régionale et localisation du gisement de Chouf-Amar.	30
Figure 3.2 : Carte structurale de gisement.....	34
Figure 3.3: Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.	43

Figure 3.4: Répartition en pourcentage du coût total du forage.....	56
Figure 3.5: Répartition en pourcentage du coût indirect.	57
Figure 3.6: Répartition en pourcentage du coût direct.	57

LISTE DES TABLEAUX

Chapitre I

Tableau 1.1: Comparaison entre les différents modes de forage	4
Tableau 1.2 : Coefficient de proportionnalité en fonction de la dureté de la roche.....	9
Tableau 1.3 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes.	13

Chapitre II

Tableau 2.1: différents diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage.....	17
Tableau 2.2: domaine d'application des machines de forage.	25

Chapitre III

Tableau 3.1: Coordonnées géographiques de la région d'étude.	28
Tableau 3.2: Coordonnées du périmètre d'étude.....	29
Tableau 3.3: Essais Physico-mécaniques de la matière. (ANNEXE 1).	63
Tableau 3.4 : Compositions chimiques de la couche C1. (ANNEXE 2).....	65
Tableau 3.5 : Compositions chimiques de la couche C2. (ANNEXE 3).....	66
Tableau 3.6 : Compositions chimiques de la couche C3. (ANNEXE 4).....	68
Tableau 3.7: Répartition de la production en temps.	37
Tableau 3.8: Classification de la forabilité des roches.....	38
Tableau 3.9: Classification de Df de chaque type des roches	38
Tableau 3.10: Mode de forage en fonction de la forabilité des roches	39

Tableau 3.11: Caractéristique techniques de la sondeuse existant dans la carrière de Chouf Amar ATLASCOPCO ROC L6 (ANNEXE 5).....	69
Tableau 3.12: Carte de chronométrage.	43
Tableau 3.13: Généralisation des résultats de chronométrage.	47
Tableau 3.14: Résultats des calculs des productivités.	48
Tableau 3.15: Les prix des accessoires du forage.	54

Introduction générale

Le forage est une composante essentielle dans de nombreux segments de l'industrie Algérienne, comme la récupération des ressources (le pétrole, le gaz, l'industrie minière), les systèmes d'infrastructure civile (les égouts, les tunnels routiers, les métros), l'assainissement de l'environnement et à des fins scientifiques.

L'industrie minière exploite des minéraux à des fins de production multiples. Le processus de production inclut généralement :

- Préparation du champ minier (travaux de terrassement).
- Les travaux de forage et de tir.
- Travaux de chargement et de transport.
- Préparation mécanique et traitement du minerai pour la commercialisation.

Le forage est l'étape primordiale de cette extraction, il présente la pierre angulaire de tout le processus d'exploitation minière.

Le forage, c'est l'action de construire un trou de diamètre allant jusqu'à 75mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm, de forme cylindrique dans le massif par la destruction mécanique de la roche avec des outils spéciaux ou bien par la destruction physique de la roche.

Avant l'exécution d'un forage une étude préliminaire est indispensable pour considérer les propriétés physicomécaniques des roches à abattre et les méthodes de leur détermination.

Quelque soient les conditions d'exploitation à ciel ouvert ou dans les mines souterraines. Le forage peut être réalisé par différentes machines, que nous pouvons réunir en deux grands groupes : les marteaux perforateurs et les sondeuses.

Le choix de la mécanisation de la foration a une incidence directe sur les coûts et les rendements, car l'objectif de toute entreprise est d'assurer une exploitation optimale de ces ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines. Pour cette raison, nous allons essayer de faire une étude descriptive de ce moyen de mécanisation (le forage à ciel ouvert) et d'approfondir sur l'une des méthodes de foration utilisées dans une cimenterie (forage roto-percutant).

Le présent mémoire est décomposé en trois chapitres :

Le chapitre 1 : est un guide pratique pour s'initier aux techniques de forage les plus utilisées dans le domaine minier. Les différents modes de forage ainsi que leurs domaines d'applications feront l'objet principal de ce chapitre.

Le chapitre 2 : est consacré à l'étude expérimentale sur le forage roto-percutant.

Le chapitre 3 : est une étude de cas faite sur la carrière de Chouf Amar – M'sila.

Chapitre I : Etude bibliographique

Introduction

Le forage et la technologie de forage jouent un rôle important dans l'industrie minière algérienne. En fait, pour être juste, l'optimisation des paramètres de forage est une partie importante de la réussite ou de l'échec économique de toute opération minière.^[1]

Les opérateurs et les fabricants recherchent constamment des moyens de réduire les coûts et d'accroître le rendement en augmentant la pénétration du forage et en réduisant l'usure des outils de forage.

La plupart de ces coûts proportionnels au temps est liée aux travaux d'avancement ou en résumé, à divers facteurs qui limitent la vitesse de forage. Ces facteurs sont appelés "paramètres de forage" et sont énumérés ci-dessous ^[2] :

- La nature de la formation, sa forabilité, sa tendance à dévier et son abrasivité ;
- Le type et paramètres de l'outil utilisé pour détériorer ces roches et les paramètres des trous forés ;
- Le poids et la vitesse de rotation donnée à l'outil ;
- Le mode de soufflage des trous.

1.1. Définition de forage

Le forage c'est l'action de creuser un trou de diamètre allant jusqu'à 75 mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche. ^[3]

Objectif

Le forage des trous de mines à réaliser pour but essentiel, est les chargés par certaines quantités d'explosive bien déterminé en fonction des types de carrières et de matériaux en carrière.

1.2. Processus de forage

Le bon fonctionnement des machines de forage nécessite une compréhension approfondie de la nature du terrain. La résolution de ce problème demande une analyse détaillée du

processus de forage. Le processus de forage est un ensemble d'opérations nécessaires pour creuser un trou, tel que : vitesse de rotation et d'avancement, force axiale et soufflage donnée à l'outil de forage. [4]

La pénétration de l'outil dans la roche dépend de certains paramètres, tels que :

- Nature de la formation (dureté, abrasivité, etc.) ;
- Paramètres de tir (diamètre du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous) ;
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil) ;
- Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre).

1.3. Les différents modes de forage

1.3.1. Forage rotatif

Le forage rotatif est une technique très ancienne de forage des trous de mine. Sa première utilisation remonte à 1865 dans le projet de creusement du tunnel du Mont Seine dans les Alpes, qui relie les chemins de fer français et italiens. Le premier prototype de machine fabriquée par un ingénieur français nommé Leschot (1863), qui travaillant sur le projet du côté français. [5]

Cette méthode, conçue pour forer dans les terrains meubles, et c'est la seule qui permet de réaliser des forages profonds dans les bassins sédimentaires récents, dont les formations sont variées et souvent sans cohésion. Elle peut être employée également en terrain cohérent jusqu'à une certaine dureté, mais son rendement diminue rapidement, de sorte qu'elle convient mal aux zones très dures. [6]

Principe de fonctionnement : les efforts appliqués dans ce mode de forage se résume comme suit :

- Une poussée sur l'outil qui est en contact permanent avec la roche. Celle-ci est déterminée généralement par méthodes empiriques en fonction de la nature de la roche et du diamètre du trou. L'augmentation de la poussée se traduit par une augmentation de la vitesse jusqu'à une certaine limite au-delà de laquelle la vitesse diminue [7] ;

- Une rotation appliquée sur la tige de forage qui entraîne la rotation de l'outil dans la zone de contact avec la roche la vitesse de pénétration croît avec la vitesse de rotation [8], [9] ;
- Une pression d'air comprimé pour le soufflage du trou afin d'éviter le blocage de l'outil. L'objectif du soufflage est d'évacuer les débris de foration à une vitesse supérieure à 15-20 m/s. [8]

1.3.2. Forage percutant

Le forage percutant consiste à désagréger la roche au moyen de chocs répétés. Il est utilisé dans les roches sédimentaires. [6] Son application est limitée au forage de production dans les petites mines et carrières, forage secondaire, travaux de développement et le contrôle des talus lors du minage.

Principe de fonctionnement : L'air comprimé sert au fonctionnement du piston du marteau qui frappe sur le taillant en appui sur la roche, l'air s'échappe ensuite dans l'espace annulaire entraînant les cutting vers la surface. Le taillant n'étant plus en appui, la totalité du flux d'air s'écoule au travers du marteau sans le faire fonctionner et s'échappe dans l'espace annulaire. Ce mode nécessite une rotation minimale et une percussion maximale et une poussée sur l'outil nulle. [6]

1.3.3. Forage roto percutant

La roto percussion est l'une des méthodes les plus simples, les plus anciennes et les moins coûteuses. Le forage par roto-percussion est essentiellement une émanation évolutive du foreur à vérin unique dont le bras a été remplacé par un marteau à entraînement pneumatique ou hydraulique [10], situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

- Marteau hors du trou : dans ce type, une partie de l'énergie de frappe se perd dans le train de tiges (flambement, élasticité, frottements contre les parois du trou), et ce d'autant plus que le trou est plus profond.
- Le marteau fond de trou remédie à cet inconvénient en transportant le dispositif de percussion au bas du forage, sur l'outil, la rotation restante commandée à partir de la surface par l'intermédiaire du train de tiges. Il peut être entraîné soit par un marteau perforateur (pour la rotation) et son compresseur (pour la percussion et la remontée des sédiments), soit

par une sondeuse rotative utilisée par ailleurs en carottage ; dans ce dernier cas, il faut toujours un compresseur pour alimenter la percussion et remonter les sédiments.

1.4. Règles de comparaison entre les différents modes de forage

Un tableau comparatif général indique, en première partie les caractéristiques générales de ces trois modes de forage, et leurs caractéristiques techniques, pour les différentes formations géologiques.

Tableau1.1: Comparaison entre les différents modes de forage.^[9]

Caractéristiques générales	Percutant	Rotatif	Roto-percutant
Principe de perforation	Chute répétée d'un outil ou bout d'un câble	Rotation et pression sur l'outil	Rotation et pression sur l'outil+ Marteau fond de trou
Domaine d'utilisation			
Spécifique	-	Terrain meuble	Terrain cohérent
D'élection	Terrain moyen, cohérent	Terrain tendre a moyen	Terrain très dure
Impossible	Terrain très dur	Terrain très dur	Terrain meuble
Type d'ouvrage bien adapté	Tout forage jusqu'à 100 mm	Forage profond terrain sédimentaire varié	Forage 30 à 80 m
Poids sur l'outil sans charge extérieur. Tonne	10-15	20-30	20-30+ compresseur
Diamètre usuel (mm)	140-460	140-280 et plus	140-230
Caractéristiques techniques			
Vitesse de rotation(tr/min)	-	40 à 150	40 à 150
Couple (m.kg)	-	700 à 1200	700 à 1200
Poids sur l'outil (tonne)	Outils de 0.5 à 1	2 à 10 et plus	2 à 10 et plus
Puissance pour rotation CV élévation	30 à 50	50 a120	50 à 120
Force de lavage (tonne)	3 à 5	5 à 20	5 à 20

Evacuation déblais (Puissance nécessaire)	Soupapage (par moteur de la sondeuse)	Boue (parfois eau claire) pompe à boue	Air (et mousses) comprime de 10-25 bar
Vitesse d'avancement (m/min)			
Roches très dures	-	-	2
Roches dures	0.1 à 0.2	0.2 à 1	2 à 3
Roches tendres	0.2 à 0.5	1 à 3	3 à 5
Terrain peu consolidé	0.5 à 1.5	1 à 5	-

1.5. Le choix du mode de forage

Le choix de l'engin de foration fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité Df) ;
- Le diamètre de foration.

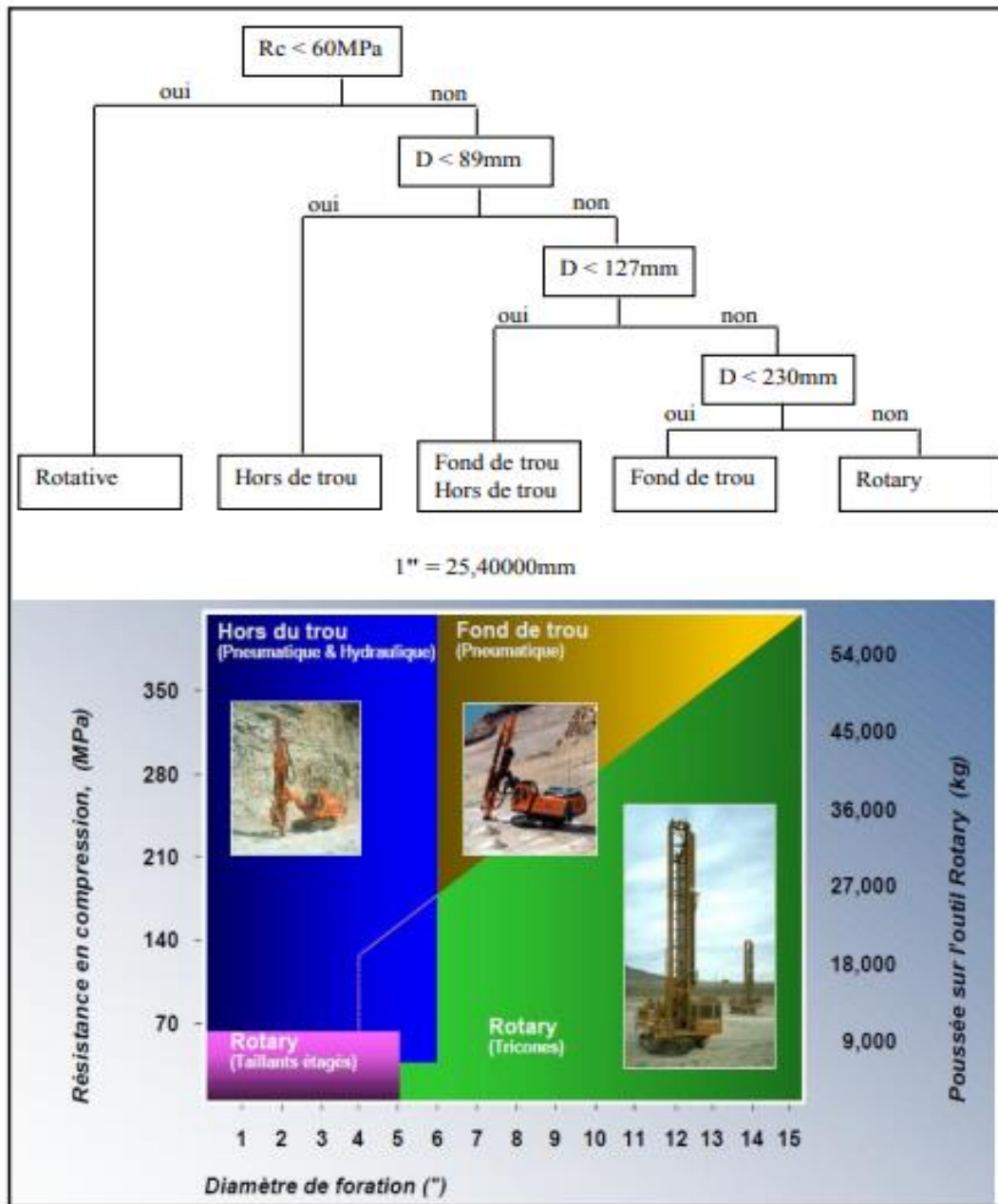


Figure 1.1: choix du type d'équipement. [11]

1.5.1 . Indice de forabilité

La forabilité d'une roche indique la facilité avec laquelle un outil de forage pénètre dans la roche. Il a été développé à l'Université norvégienne des sciences et de la technologie à Trondheim, en Norvège dans les années 1950. Cela dépend de nombreux paramètres, notamment la résistance de la roche, dureté et texture de la matrice rocheuse et de son abrasivité. [12]

1.5.1.1. Détermination pratique de DRI

Le DRI a été évalué sur la base de deux tests de laboratoire, le test de forage miniature Sievers J et le test de friabilité.

1.5.1.2. L'essai miniature de forage (Test d'abrasion)

Le test de forage miniature Sievers J a été initialement développé par Sievers dans les années 1950. La valeur J de Sievers est une mesure de la dureté de la surface rocheuse ou de la résistance au renforcement. Elle est définie comme la valeur moyenne de la profondeur du trou de forage en (1/10) mm de 4 à 8 trous à foret après 200 révolutions de l'outil de forage miniature de 8.5 mm. La procédure standard consiste à utiliser une surface prédécoupée de l'échantillon qui est perpendiculaire à la foliation de la roche.

La valeur J de Sievers est donc mesurée parallèlement à la foliation. La figure 1.2 donne un aperçu du test de valeur J de Sievers et de l'équipement de test utilisé. [13]

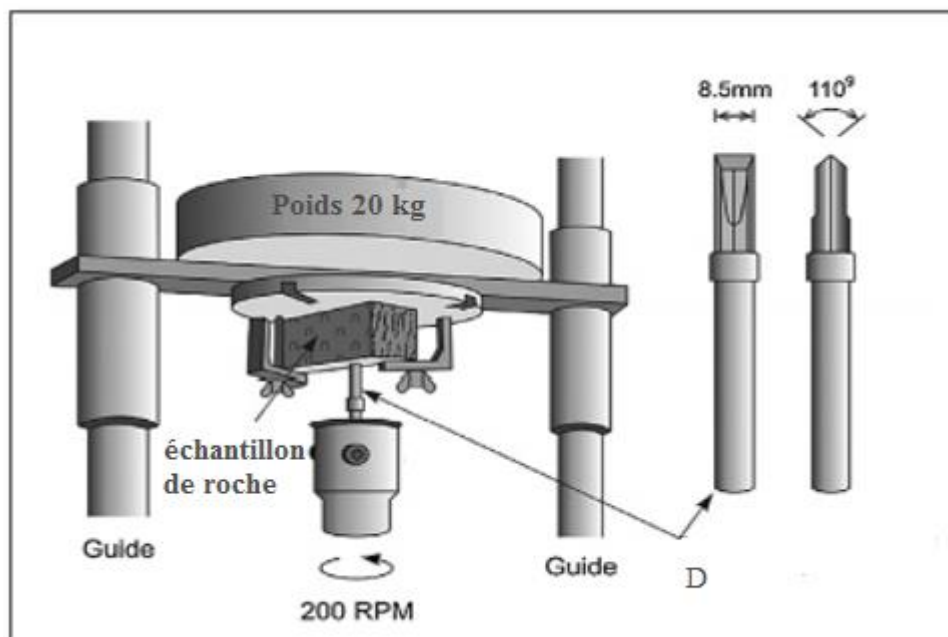


Figure 1.2: Aperçu du test de forage Sievers. [13]

1.5.1.3. Test de friabilité

La valeur de friabilité, S20, est une mesure indirecte de la résistance des roches à la croissance des fissures et à l'écrasement par des impacts répétés (figure 2). Ce test, développé par N. von Matern et A. Hjelmer en 1943, est effectué en trois extractions égales dans une

fraction de 11,2–16,0 mm. Le volume global d'échantillon de roche correspond à celui d'un agrégat de 500 g avec une densité de 2,65 g / cm³ dans la fraction 11,2–16,0 mm (Puhakka 1997). La valeur de fragilité est calculée comme le pourcentage de matériau sous-dimensionné qui passe à travers un maillage de 11,2 mm après 20 gouttes d'un marteau de 14 kg et est présentée comme la valeur moyenne de trois ou quatre tests parallèles. [12]

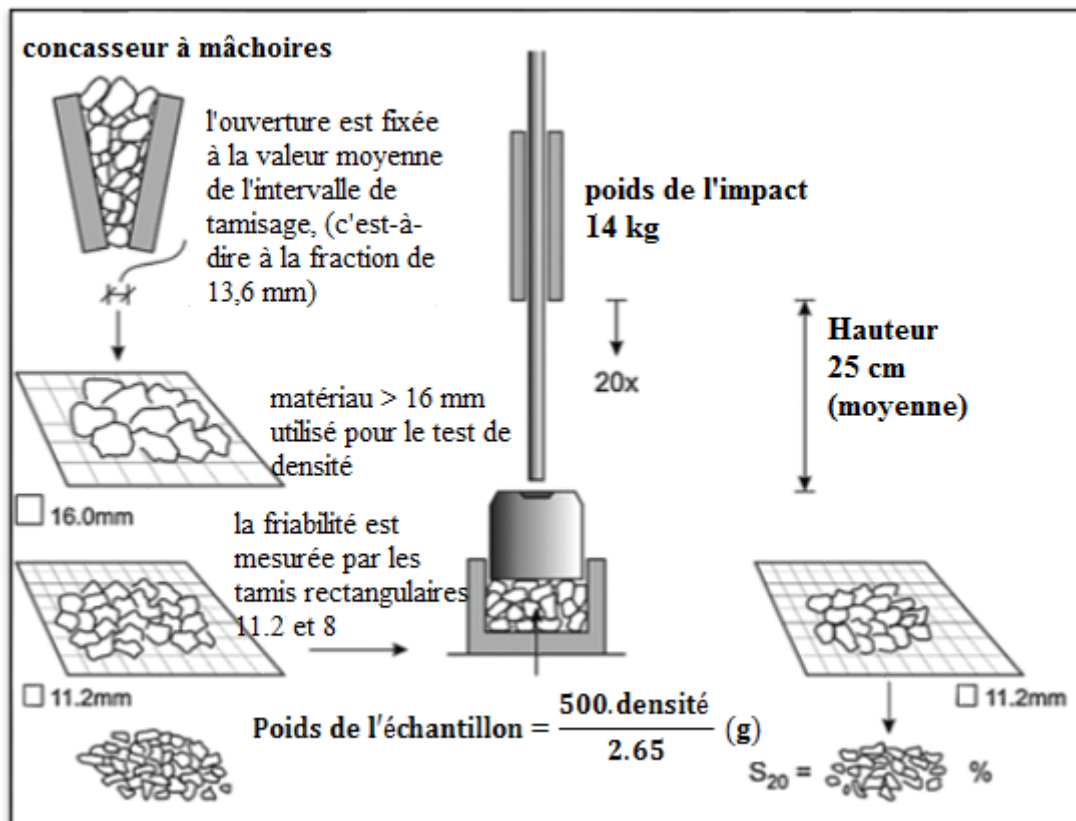


Figure 1.3: Test de friabilité. [12]

1.5.2 . Choix du diamètre de foration

Le diamètre de foration doit être adapté à la nature de la roche et à la hauteur du massif à abattre. Le mémento de Grimaud propose une relation entre le diamètre de foration et la longueur de foration L_f .

$$D_t = K \cdot \alpha \cdot \sqrt[3]{L_f} \quad (1.1)$$

Où :

- L_f : Longueur de foration ;
- K : Coefficient standard $K=37$;

- Df : Diamètre de foration ;
- α : coefficient de proportionnalité en fonction de la dureté de la roche.

Tableau1.2 : Coefficient de proportionnalité en fonction de la dureté de la roche. [14]

Roche	Tendre	Peu tendre	Dure	Très dure
α	1	1.02	1.06	1.26

1.6. Classification des machines de forage

Les machines de forage utilisées pour creuser des trous dans les carrières sont généralement divisées en deux (2) groupes :

- Avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial ;
- Avec la destruction physique de la roche.

Le premier groupe de machines est le plus largement utilisé, peuvent être divisées d'après la nature du travail de l'outil et l'application des charges. Ce sont les machines de forage rotatif, percutant et roto-percutant.

Et les méthodes qui sont physiquement destructrices sont principalement utilisées pour le forage de trous dans des roches à forte teneur en quartz, de sorte que l'application de cette méthode dans les carrières de calcaire est très limitée.

Mode d'alimentation des machines de forages, selon du type d'énergie consommée peut être soit commande ;(électrique, hydraulique, ou pneumatique).

- ❖ L'alimentation électrique s'effectue par d'énergie électricité. (KW)
- ❖ L'alimentation hydraulique s'effectue par d'énergie de la compression de l'huile ou par l'eau, (bar,)
- ❖ L'alimentation pneumatique s'effectue par d'énergie de l'air comprimé, (bar,).

1.7. Aperçu sur les outils de forage

Deux familles d'outils de forage sont couramment utilisées sur les chantiers : les outils tricônes à inserts en carbure et les outils à taillants polycristallin diamant compact (PDC).

1.7.1. Les outils tricônes

Les outils tricônes utilisés dans les formations rocheuses relativement dures possèdent trois molettes coniques composées d'inserts en carbure de tungstène à liant cobalt (WC-Co) montées sur un corps moulé aussi en carbure cimenté.

La rotation de la garniture engendre le roulement des molettes et provoque le mécanisme d'excavation par les multiples poinçonnements des inserts dans la roche [15], [16], Les outils à molettes travaillent par :

- ✓ Compression produisant la pénétration des dents ou des picots dans la formation et l'éclatement de la roche. Plus le terrain est tendre, plus la dent devra être longue pour produire le meilleur avancement ; l'outil produit une série de petits cratères résultant de la pression exercée par chaque dent sur le front de taille.
- ✓ Arrachage du copeau de terrain par ripage de la molette sur elle-même.

Ces deux effets sont complémentaires. Ils sont privilégiés l'un par rapport à l'autre suivant la dureté de la roche à broyer. Cependant, les outils tricônes ont toujours un intérêt économique pour la réalisation de puits de faibles profondeurs mais aussi pour le forage de terrains durs (granite, pyrite, etc.). [15]



Figure 1.4: outil à molette. [17]

1.7.2. Les outils PDC

Les outils à (Polycristalline Diamond Compact) sont des outils à pastilles de diamant polycristalline existent soit avec corps en acier, soit avec une matrice [18]. Les corps en acier sont usinés puis recouverts de carbure de tungstène pour limiter l'érosion. Les corps en matrice

sont fabriqués à partir du même matériau au carbure de tungstène que les outils aux diamants naturels. Le développement de ces produits élargi sans cesse les applications des outils PDC [19], la fourchette de dureté des formations adaptées se situe entre mi-dur à tendre. Les limitations qui peuvent apparaître sont la résistance au terrain abrasif et l'efficacité hydraulique pour le nettoyage des pastilles PDC.



Figure 1.5:outil PDC. [17]

1.8. Procédure de choix de la machine de forage

Le choix d'une machine particulière pour la réalisation de forage dans une carrière ou mine à ciel ouvert est une étape difficile de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur. Généralement, le procédé suit ces étapes [20] :

1. Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale ;
2. Énoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de pente de mine, la capacité de la station de concassage, la géométrie de la mine, la fragmentation, les vibrations, etc ;
3. Déterminer les paramètres des trous de forage (le diamètre, la profondeur, l'inclinaison, la charge, l'espacement entre les trous, etc.) en se basant sur les exigences de minage ;

4. Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévue, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables ;
5. Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation ;
6. Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer ;
7. Sélectionner le mode de forage qui satisfait toutes les exigences, ayant le coût le plus bas et garantie la sécurité.

1.9. Facteurs influençant le forage

Un certain nombre de facteurs affectent la pénétration de roche ou le déplacement de découpages dans le processus de forage. Les divers facteurs peuvent être groupés en six catégories [21] :

- Machine de forage ;
- Tige ;
- Taillant ;
- Fluide de circulation ;
- Trou de forage ;
- Roche.

Ces facteurs de conception dans les catégories (machine de forage, tige, taillant et fluide de circulation), les composants du système de forage lui-même, désigné sous le nom des variables d'opération. Ils sont contrôlables dans des limites, en corrélation parfois, et doivent être choisis pour assortir les conditions environnementales reflétées par la catégorie 6, type de roche. Ces variables d'importance primordiale dans les divers systèmes de forage sont énumérées dans le tableau 1.3.

Les facteurs de trou de forage de la catégorie 5, diamètre, profondeur, et inclinaison, sont dictés principalement par des conditions extérieures et sont des variables indépendantes dans le processus de forage.

Un autre groupe de facteurs est externe au processus de forage lui-même et peut désigner sous le nom des facteurs du travail ou de service. Il s'agit notamment des variables opérationnelles liées au travail, la supervision et le chantier, l'échelle des opérations,

disponibilité de l'énergie, et la météo. Bien que les facteurs d'emploi ne soient pas impliqués dans les mécanismes de pénétration de la roche, ils peuvent exercer une influence considérable sur les performances de forage.

Tableau 1.3 : Variables d'exploitation du forage et de leurs effets sur les différentes méthodes. [21]

	Percussion	Rotative	Roto percutante
Machine de forage :			
Puissance de forage.	x	x	x
Poussé de forage.	x	x	x
Couple de forage.	-	x	x
Vitesse de forage.	-	x	x
Energie de coup.	-	-	x
Fréquence de coup.	-	-	x
Tige :			
Dimensions de tige ;	x	x	x
Géométrie de tige ;	x	x	x
Propriétés de matériels.	x	x	x
Taillant :			
Diamètre de taillant ;	x	x	x
Géométrie de taillant ;	x	x	x
Propriétés de matériels.	x	x	x
Fluide de circulation :			
Débit de fluide ;	x	x	x
Propriétés de matériels.	x	x	x

1.10. Nécessité une foration de qualité

Afin de faire correspondre les résultats réels avec les résultats prévus, la première condition est de percer réellement le trou de tir comme supposé dans le modèle théorique. Cela signifie que le trou doit être à l'emplacement exact, et forés suivant la direction correcte et à la profondeur appropriée.

Les erreurs, d'implantation, d'amorçage et les trous omis sont des erreurs dues au Maître Mineur ou au foreur. [11]

La figure au-dessous présente les sources d'erreurs principales qui peuvent entraîner une différence plus ou moins importante entre les schémas théoriques et réels.

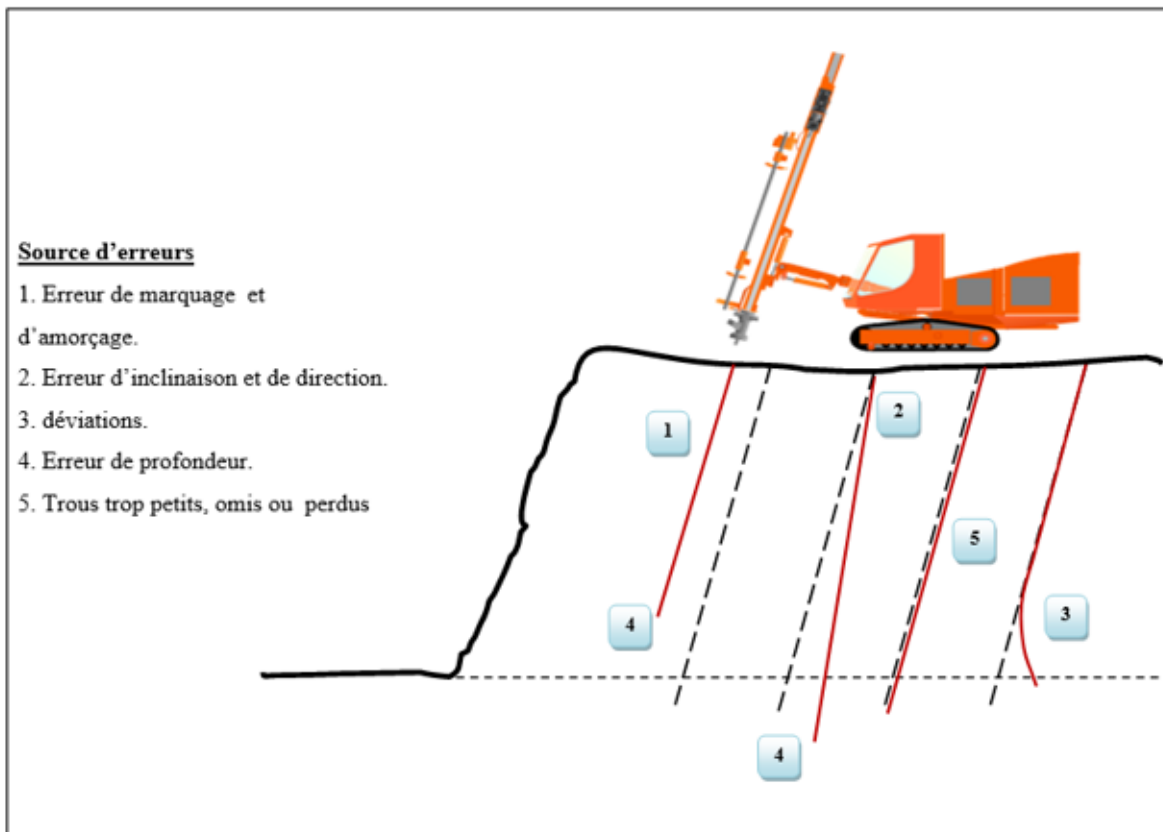


Figure 1.6:Principales erreurs de foration. [11]

Les erreurs d'inclinaison, de direction et de profondeur peuvent être évitées avec les systèmes de mesures disponibles sur le marché. Autant les dispositifs de mesures d'angle tendent à devenir standards, autant les systèmes de mesures de la profondeur par rapport à un plan de référence ne sont pas encore très développés malgré les économies qu'ils pourraient générer. Le fait d'obtenir des fonds de trous coplanaires permet d'avoir une banquette parfaitement plane et une meilleure venue du tir.

Chapitre II : Matériel et méthode

Introduction

Le forage roto percutant est le système le plus classique de forage de trous de mines, et son apparition chronologique coïncide avec le développement industriel du XIXe siècle. Les premiers prototypes de machines fabriquées par Singer (1838) et Couch (1848). [22]

Il consiste à appliquer à l'outil de forage, ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe, cette dernière à cadence élevée (1 200 à 1 500 coups/min, par exemple). [23]

Les appareils à roto percutant sont classés en deux grands groupes, selon l'endroit où se trouve le marteau :

- La foration par roto-percussion, marteau perforateur hors du trou THD (Top hammer Drilling) ;
- La foration par roto-percussion, marteau perforateur en fond de trou DTH (Down the hole).

2.1. Principe de forage roto-percutant

Le forage roto-percutant est destinés au forage des sondages verticaux est inclinés de 90 à 60°, de diamètre allant jusqu'à 1016 mm et une profondeur jusqu'à 60 m par l'intermédiaire des percuteurs fond de trou (plongé) et des marteaux perforateurs pneumatiques et hydrauliques dans les roches de dureté peut atteint 20 et plus. [3]

Ce mode de forage est réalisé à partir d'une rotation continue de l'outil et des charges par percussion périodique. Afin d'assurer un régime de fonctionnement rationnel aux machines roto-percutantes tout en tenant compte des propriétés physico-mécaniques de la roche, il est nécessaire de trouver la meilleure combinaison entre l'énergie d'un coup, le nombre de coups par tour de train de tiges et l'effort axial.

Les meilleurs résultats sont obtenus lors de la foration dans les roches de dureté $f = 6$ à 14 où la destruction de la roche est réalisée généralement par un mouvement de rotation de l'outil et les percussions favorisent la pénétration de ce dernier, quant à l'énergie d'un coup, elle est

assez importante. Lors de la foration dans les roches de dureté est supérieur de 14, la destruction est réalisée généralement par les percussions. [3]

2.2. Paramètres de la foration roto percutante

La foration par roto- percussion est basé sur la combinaison des éléments suivants (figure 2.1) :

- Le soufflage ;
- La percussion, ;
- La poussée ;
- La rotation.

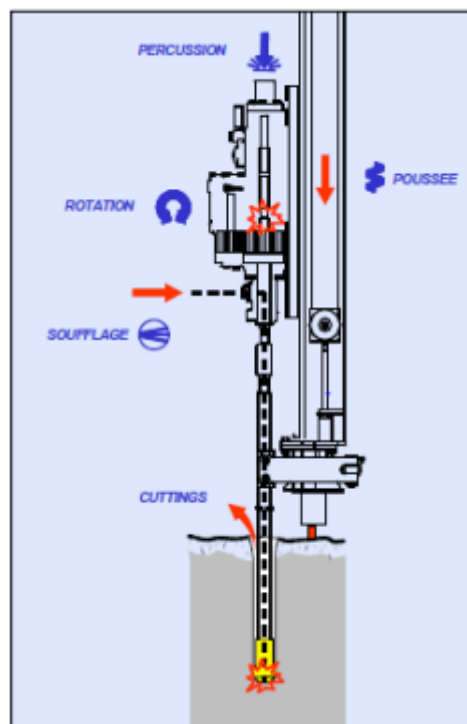


Figure 2.1: Paramètres principaux de la foration roto percutante. [24]

A. Soufflage

Le soufflage est le paramètre le plus important de la foration roto percutante. S'il ne permet pas de remonter les débris de foration créés par le taillant, la foration ne pourra s'effectuer dans les meilleures conditions. [11]

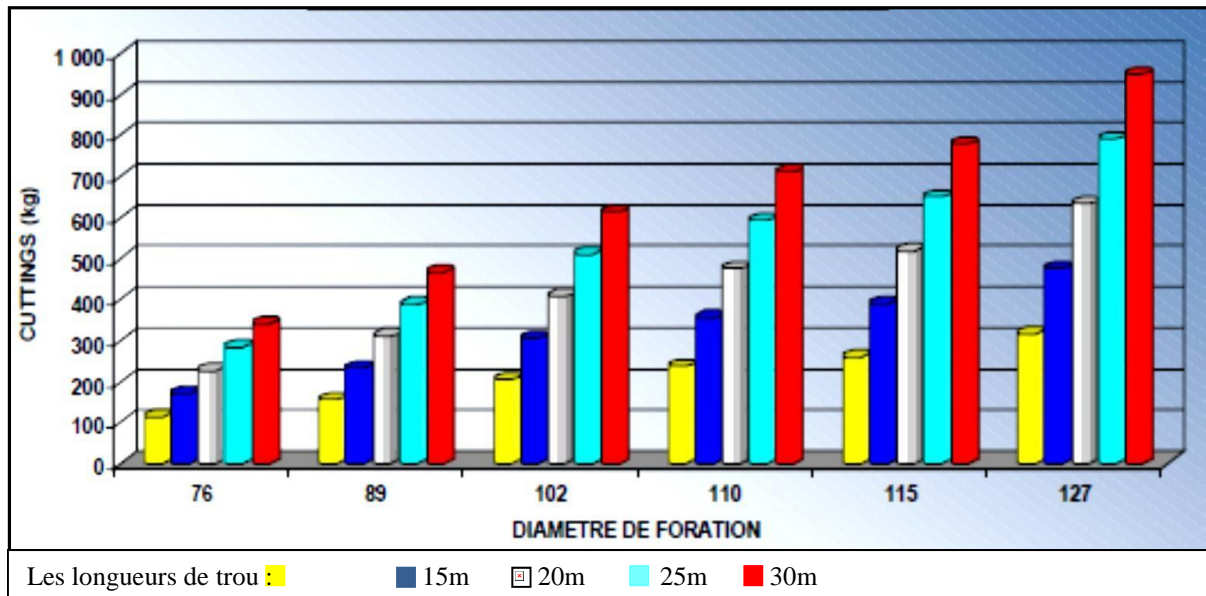


Figure 2.2: La masse des cuttings à évacuer selon le diamètre et la longueur de trou. [11]

Pour obtenir une évacuation correcte des cuttings, il faut que la vitesse ascensionnelle entre la paroi du trou et la tige soit comprise entre 15 et 30 m/s.

En forage fond de trou, cette vitesse est obtenue sans problème. En effet, l'air servant au fonctionnement du marteau s'échappe par les trous de soufflage du taillant et entraîne les débris de foration. En générale, la vitesse obtenue est très supérieure aux valeurs indiquées ci-dessus.

Dans le cas de roche abrasive, il faudra envisager de réduire le diamètre des tiges de forage pour ralentir la vitesse de remontée des cuttings et ainsi limiter l'abrasion du train de tiges.

La foration hors de trou, quant à elle, nécessite un choix soigneux du couple tige-taillant. Les couples suivants sont les couples optimaux (Tableau 2.1).

Tableau 2.1: Différent diamètres (tige/taillant) en fonction de filetage. [11]

Filetage	Diamètre tige (mm)	Diamètre taillant (mm)
T38	39	64 – 76
T45	46	76 – 89
T51	52	89 – 102
S60	60	102 – 115

L'utilisation de tube guide améliore le soufflage dans la mesure où réduction de l'espace annulaire conduit à augmenter la vitesse ascensionnelle.

B. Percussion

Le déplacement du piston à l'intérieur du corps du marteau permet de générer une énergie cinétique qui va être transmise à l'emmanchement ou directement au taillant fond de trou. [11]

$$P = E_c \times f ; (\text{kW}) \quad (2.1)$$

Où :

- E_c : énergie par coup, (J) ;
- f : fréquence de percussion, (Hz).

S'agissant de foration hors de trou, il est important de choisir les sections des tiges en fonction de la puissance des marteaux. Théoriquement l'idéal est un diamètre de tige égale au diamètre du piston.

La variation de puissance d'un marteau donné s'obtient, en pratique, par la variation de la pression d'huile ou d'air.

C. Poussée

La poussée est un facteur fondamental de la foration roto percutante. L'objectif de la poussée est de maintenir en permanence le contact entre le taillant et la roche. [11]

- Marteau hors de trou

Bien que très difficile à définir, une bonne poussée peut être vérifiée en mesurant la température des manchons. Si celle-ci est inférieure à 80°C, la force de poussée est correcte.

Les conséquences d'un mauvais réglage de la poussée sont importantes sur le plan économique.

Une poussée insuffisante induit la remontée d'une partie de l'onde de choc sous forme d'une contrainte de traction qui a pour conséquence :

- Une détérioration des filetages ;
- Une réduction de la vitesse de pénétration.

Une poussée trop importante induit la remontée d'une partie de l'onde de choc sous forme d'une contrainte de compression avec les conséquences suivantes :

- Flambage du train de tige ;
- Risque de coincement du taillant ;
- Risque de déviation ;
- Réduction de la vitesse de pénétration ;
- Augmentation du couple, pouvant entraîner des problèmes de dévissage ;
- Endommagement du marteau ;
- Usure plus rapide des taillants.

- **Marteau fond de trou**

L'objectif de la poussée est le même : maintenir le taillant en contact avec la roche. La force de poussée à appliquer est pratiquement proportionnelle à la pression d'air.

D. Rotation

La rotation a pour but de faire en sorte, qu'à chaque impact, les boutons du taillant détruisent une partie saine de la roche, [11] c'est-à-dire que le déplacement des boutons périphériques soit :

- Très légèrement inférieur à leur diamètre dans le cas d'une roche dure ;
- Très légèrement supérieur à leur diamètre dans le cas d'une roche tendre.

La formule suivante donne une bonne indication de la vitesse de rotation :

$$V_r = \frac{60 \times f \times d}{\pi \times D} ; tr/min \quad (2.2)$$

Où :

- f : fréquence de frappe du marteau (Hz) ;
- D : diamètre du taillant (mm) ;
- D : déplacement périphérique (mm) :

- Roches abrasives : $d = 8 \div 9\text{mm}$;
- Roches normales : $d = 10 \div 11\text{mm}$;
- Roches tendres : $d = 11 \div 12\text{mm}$.

2.3. Etude théorique de la roto percussion

L'énergie cinétique du piston est transmise au taillant par le train de tiges, (Foration de type THD, marteau hors du trou) ou directement par l'intermédiaire d'une pièce de liaison (emmanchement) dans le cas d'un marteau de type DTH fond de trou. [25]

Dans ce dernier cas le taillant est spécifique. Le rendement de cette transmission et dépend du mode de liaison des tiges, de la forme des emmanchements et du piston de frappe. Au niveau du taillant la roche est finement broyée au voisinage de l'impact puis écaillée en (petits grains de roche) près de la surface libre. En profondeur sur une distance qui dépend des caractéristiques mécaniques de la roche (élasticité ou plasticité) elle est simplement fissurée, elle sera détruite par le ou les prochains impacts (figure 2.3).

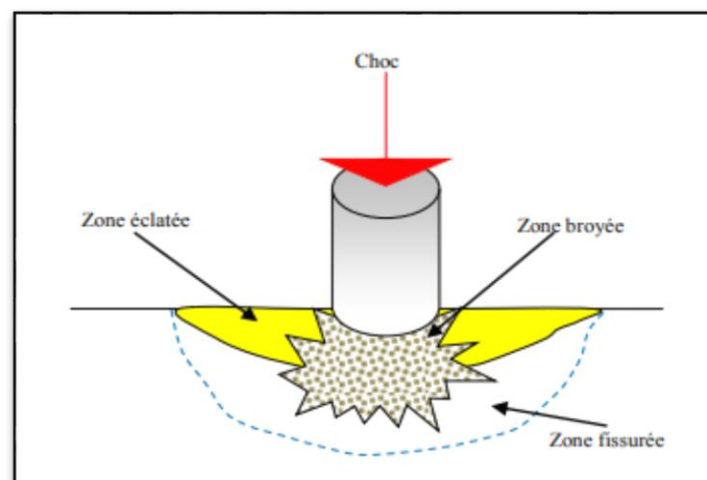


Figure 2.3: Fragmentation de la roche. [25]

Les cuttings sont composés de fines poussières et de petits éclats de grosseur variable en fonction la nature de la roche.

Le type de taillant, sa forme, le nombre et l'emplacement des picots (boutons d'impact) sont déterminés en fonction de la friabilité, de l'abrasivité, de la dureté et de la fragilité de la roche. Sont également pris en compte la fissuration naturelle et la tectonique des terrains rencontrés.

Il y a 5 paramètres qui influent sur la vitesse de pénétration dans la roche au niveau de l'appareil de forage [25] :

- L'énergie d'impact (puissance du marteau) ;
- La fréquence des chocs ;
- La vitesse de rotation ;
- La force d'appui ;
- La vitesse d'évacuation des cuttings.

2.3.1. L'énergie d'impact

La forme de la contrainte transmise par le piston, diagramme (figure 2.4), dépend de la forme du piston et du fluide moteur utilisé. Le marteau hydraulique a un meilleur rendement et sa forme d'onde est plus régulière. Le rendement d'un marteau hydraulique est compris entre 40 et 70% alors que les perforateurs à air comprimé ne dépassent guère 30%. [25]

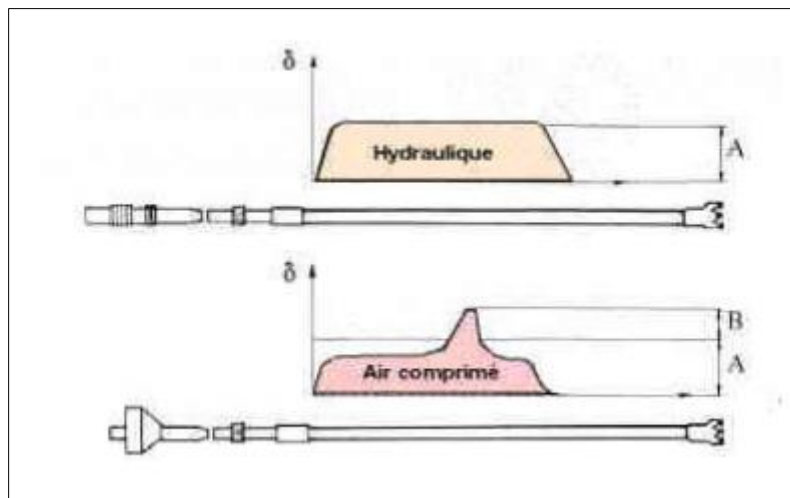


Figure 2.4 : Comparaison des diagrammes énergétiques. [25]

Le rendement de la transmission de l'énergie d'impact marteau au train de tiges dépend du rapport du diamètre du piston à celui des tiges. Le rendement est optimum lorsque le diamètre du piston est égal à celui des tiges.

2.3.2. La cadence de frappe

En matériel pneumatique la cadence de frappe est comprise entre 1600 et 2400 coups/minute. Elle est difficilement réglable car elle nécessite des modifications internes du marteau

notamment au niveau de la distribution. Par ailleurs cette cadence de frappe dépend étroitement de la pression d'air comprimé disponible. Pour les marteaux travaillant en fond de trou, la pression d'air est en général plus élevée de 120 à 250 dN. Et la cadence de frappe se situe aux environs de 2500 coups/minute. [25]

L'énergie transmise E dépend de la cadence de frappe, de la vitesse et de la masse du piston comme le montre la formule ci-après.

$$E = n \times (M \times V^2 / 2g) ; (KW) \quad (2.3)$$

Où :

- E : énergie totale (KW) ;
- M : masse du piston (kg) ;
- V : vitesse à l'impact (m/s) ;
- n : nombre de coup minute (c/mn) ;
- g : accélération de la pesanteur, 9.81 m/s/s.

En résumé pour obtenir une machine roto-percutante performante il faut réaliser le meilleur compromis entre [25] :

- La pression de travail, la plus élevée possible (plus facile avec une commande hydraulique) ;
- La vitesse de piston la plus élevée en fin de course (plus facile avec une commande pneumatique) ;
- Un diamètre de piston se rapprochant ou égal au diamètre des tiges. (Meilleure transmission de l'énergie) ;
- Une masse de piston assez élevée (le piston sera long si son diamètre est petit) ;
- Une cadence de frappe élevée (plus facile si la course est petite).

2.3.3. La vitesse de rotation

La rotation s'effectue durant le retour du piston. Sa vitesse dépend de nombreux facteurs qui ne sont pas indépendants, citons [25] :

- Le diamètre de l'outil, son type et la disposition des pastilles ou des boutons d'attaque de la roche ;
- La force d'appui ;
- La nature du terrain ;
- La cadence de frappe.

En règle générale en terrain dur il faut une frappe rapide et une rotation lente, l'inverse est valable en terrain tendre. [25]

➤ **Adapter la vitesse au taillant (type et diamètre)**

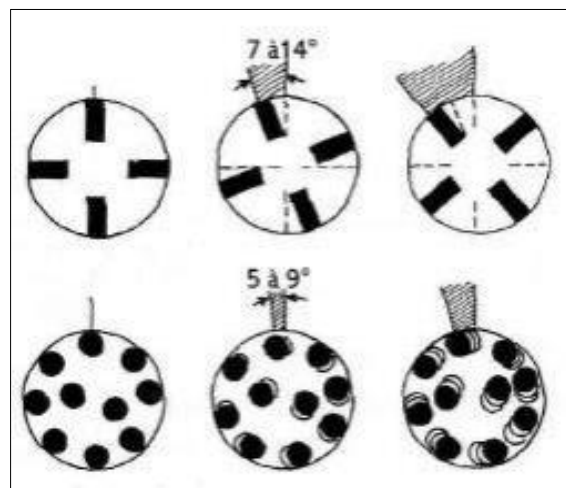


Figure 2.5: Rotation du taillant. [25]

Pour un taillant à pastille la rotation doit être comprise entre 7 et 14 ° à chaque frappe (La plus petite valeur est valable pour les terrains durs) (Figure 2.5).

Pour un taillant à picots cet angle de rotation est compris entre 5 et 9°. Il dépend du nombre de picots situés sur la périphérie du taillant et du diamètre. Il faut qu'en un tour complet toute la surface ait été balayée par les picots sans que ceux-ci ne se déplacent de plus 1/2 diamètre à chaque frappe (Figure 2.5). [25]

2.3.4. La force d'appui

Règle : le taillant doit toujours être en contact avec le fond du trou sinon des contraintes de traction-compression vont apparaître le long du train de tiges, les manchons et filetages seront

rapidement détruits et le marteau risque d'être endommagé. Pour pallier ce risque les marteaux modernes comportent un dispositif d'absorption de l'énergie de retour. [25]

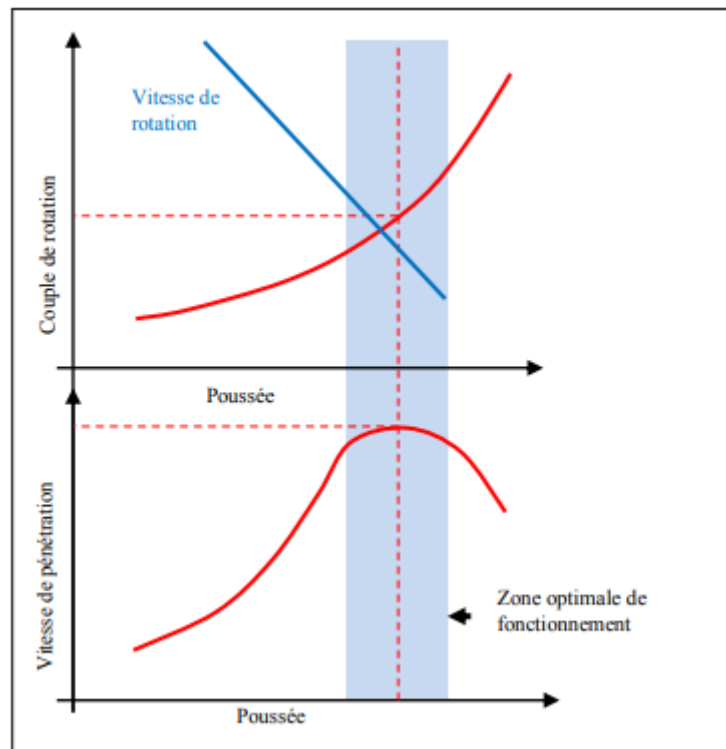


Figure 2.6 : Réglage de la poussée optimale. [25]

Poussée et couple de rotation sont étroitement liés. Si la poussée augmente le couple augmente rapidement. En effet celui-ci est proportionnel à la surface du taillant donc au carré du diamètre. La vitesse est sensiblement proportionnelle au couple, elle diminue lorsque la force d'appui augmente.

Lorsque la poussée augmente la vitesse de pénétration augmente tandis que la vitesse de rotation diminue. A partir d'une certaine valeur de la poussée la vitesse de rotation est insuffisante pour obtenir un angle de rotation suffisant entre chaque frappe et la vitesse de pénétration va diminuer. Il existe donc une zone de fonctionnement optimale (zone de couleur bleue sur la (figure2.6)).

On peut, à la limite, obtenir le blocage de la rotation lorsque le couple maximal est dépassé. La probabilité de coincer le taillant en fond du trou est alors élevé. Les machines automatiques comportent un système antiblocage hydraulique.

Dans le même ordre d'idée il existe également sur ces machines un asservissement hydraulique ou électronique qui adapte constamment les paramètres poussée / couple / vitesse de rotation afin de rester constamment dans la zone de fonctionnement optimale.

Pour s'assurer que les paramètres fixes retenus sont bien adaptés au terrain et à la puissance utile du marteau on peut mettre en place sur l'appareil de forage un enregistreur numérique qui va prendre en compte [25] :

- La vitesse instantanée d'avancement ;
- La pression sur l'outil ;
- Le couple de rotation ;
- La vitesse de rotation.

Si on y ajoute :

- La pression de soufflage ;
- L'inclinométrie de la flèche ;
- Les cotes de profondeur ;
- La date et heure.

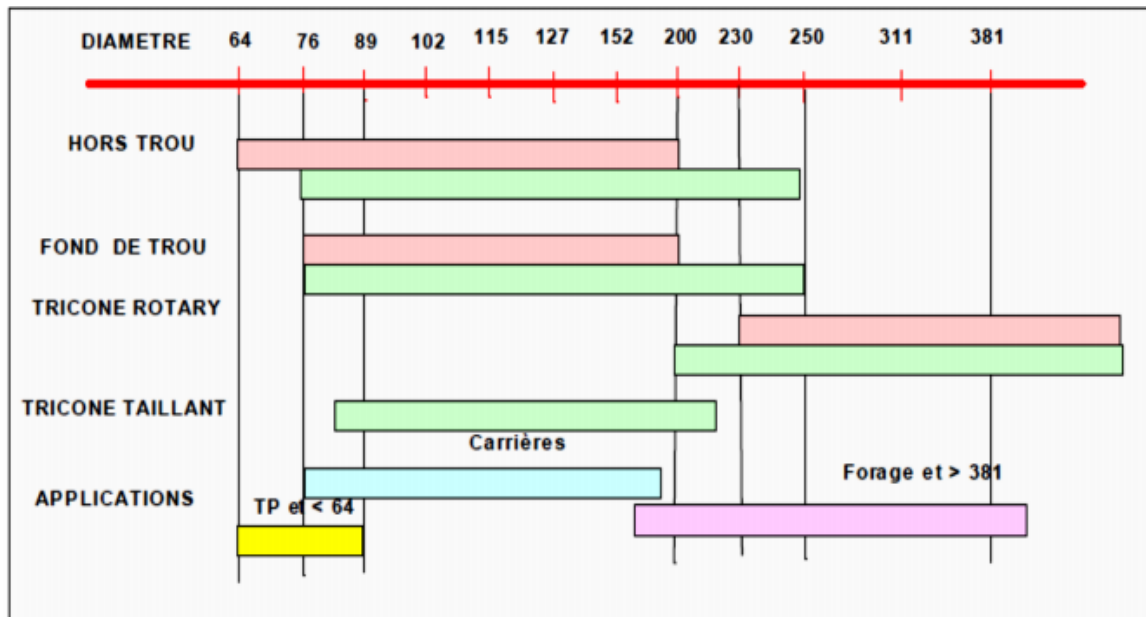
2.4. Domaine d'application

Le forage roto-percussion couvre un large domaine : la foration manuelle en $\phi = 33 \div 48$ mm, les travaux souterrains en $\phi = 41 \div 64$ mm, les gros abattages par mines profondes en carrière $\phi = 89 \div 152$ mm.

On observe au cours de la décennie écoulée une tendance très nette à une augmentation des diamètres [25]. L'arrivée sur le marché de machines de foration de plus en plus performantes et fiables a favorisé cette évolution (Tableau 2.2).

Les très gros diamètres 300 mm. Et au-delà sont du domaine du rotary tricône et réservé aux grands forages de recherche, eau, pétrole, sondage profond etc.

Tableau 2.2: Domaine d'application des machines de forage. [25]



2.5. Mise en œuvre du forage roto-percutant dans les mines

2.5.1. Le marteau fond de trou

Le marteau est un outil de précision, composé d'un piston qui coulisse dans une chemise par un jeu de lumières dans lequel circule l'air comprimé. Le piston frappe le taillant en phase de percussion et laisse passer l'air comprimé en phase de soufflage (figure 2.7).

La lubrification du marteau (piston) est primordiale et l'air injecté dans celui-ci est lubrifié tout au long du forage grâce à un lubrificateur qui se place entre le compresseur et la vanne d'admission d'air de la foreuse. (Huile de forage biodégradable ^[26], Il est impératif de vérifier à chaque changement de tige la présence d'arrivée d'huile avec l'air à la sortie de la tête de forage (soufflage léger et rapide sur une planchette placée sur le haut du train de tiges - traces d'huile sur la planchette).

Lors du démontage complet du marteau on prendra soin de l'huiler en introduisant de l'huile hydraulique directement et de bien graisser à la graisse au cuivre tous les filetages.

Une bonne foration correspond à un équilibre poussée/rotation offrant une vitesse de pénétration constante et une rotation régulière sans à-coup. Figure 2.7. Régulièrement (tous les 50 cm) le trou est nettoyé par soufflage afin d'évacuer les cutting et d'éviter tout bourrage. Les gros cutting ont tendance à rester en suspension au-dessus du MFT pendant la foration. A l'arrêt de la circulation d'air, ils retombent sur le MFT et peuvent le bloquer. Pour nettoyer le trou, le MFT est relevé légèrement (arrêt de la percussion) et mis en position de soufflage, La totalité

du débit d'air fourni par le compresseur doit permettre de nettoyer le forage de tous les cutting. Si nécessaire, on peut ramoner sur la hauteur de la tige pour bien nettoyer le trou. [26]

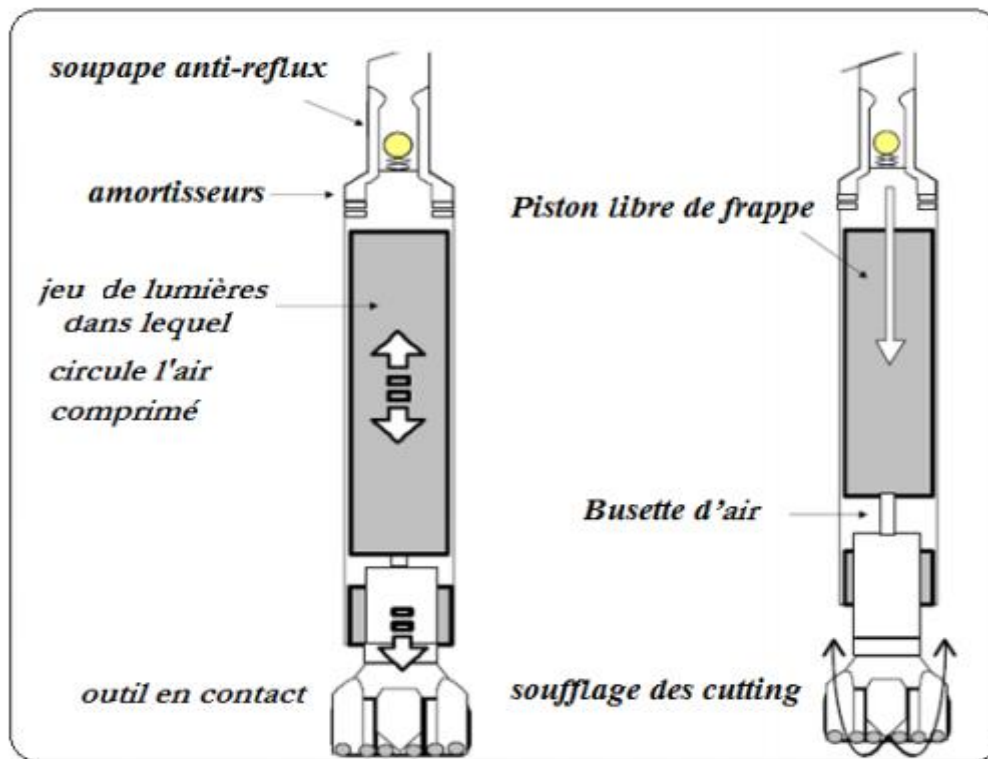


Figure 2.7: Fonctionnement du marteau et avancement . [8]

Conclusion

Malgré l'utilisation intensif du forage rotatif a mollette auparavant dans le domaine minier, l'actualité présente l'utilisation du forage au marteau fond du trou (MFT) [8]. Vue l'efficacité de ce dernier pour le forage des trou peu profond, présenté par un taux d'avancement important proportionnellement au mode rotatif et une utilisation très efficace de l'énergie pneumatique que ce soit pour le soufflage du trou ainsi que la lubrification de l'outil de forage. Notant aussi que la durée de vie des outils a marteaux fond du trou est plus importante que celle des mollettes. Cette dernière est plus utilisée dans le domaine pétrolier pour des profondeurs importantes. [26]

Chapitre III : Etude de cas

3.1. Généralités sur la région d'étude

3.1.1. La situation géographique et administrative du périmètre d'étude

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 km au sud-est de la capitale Alger ; elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arreridj au nord, Batna à l'est, Biskra au sud-est, Djelfa et Médéa à l'ouest et dont les coordonnées sont données dans le tableau 3.1.

Tableau 3.1: Coordonnées géographiques de la région d'étude. [27]

M'sila	Coordonnées
Longitude	04°30' E
Latitude	35°40' N
Altitude	441 m

S'étendant sur une superficie de 20 000 km², elle comprend des aires géographiques variés : massif des Bibans et monts du Hodhna au nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas saharien dans sa partie méridionale ; la localité de Hammam Dalâa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins nord celle-ci, à la lisière occidentale de la chaîne du Hodhna, plus précisément à 50 km au sud de la localité d'El M'hir et 25 km au nord-ouest du chef-lieu. [27]

3.2. Gisement de calcaire de Chouf Amar

3.2.1. Situation, Morphologie et infrastructure

Le gisement est situé à 08 Km au Sud-Est De Hammam Delaa, au lieu-dit Chouf Amar, Soit à 2.5 Km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch. Il est circonscrit dans un polygone de 5 points dont les coordonnées UTM sont donnés dans le tableau 3.2 (D'après La Feuille N°140 et 141 Au 1/50.000).

Tableau 3.2: Coordonnées du périmètre d'étude. [27]

N° de point	X.	Y.	N° de point	X.	Y.
1	632 500	3 973 200	8	631 500	3 973 500
2	632 500	3 972 100	9	631 900	3 973 500
3	631 300	3 972 100	10	631 900	3 973 400
4	631 300	3 972 800	11	632 100	3 973 400
5	631 200	3 972 800	12	632 100	3 973 300
6	631 200	3 973 600	13	632 300	3 973 300
7	631 500	3 973 600	14	632 300	3 973 200

Morphologiquement, le gisement de Chouf Amar fait partie d'un vase massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km. Il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'angle de pendage de 10° à 15° (SNE-NSW-N75° et SSE – N170°). [27]

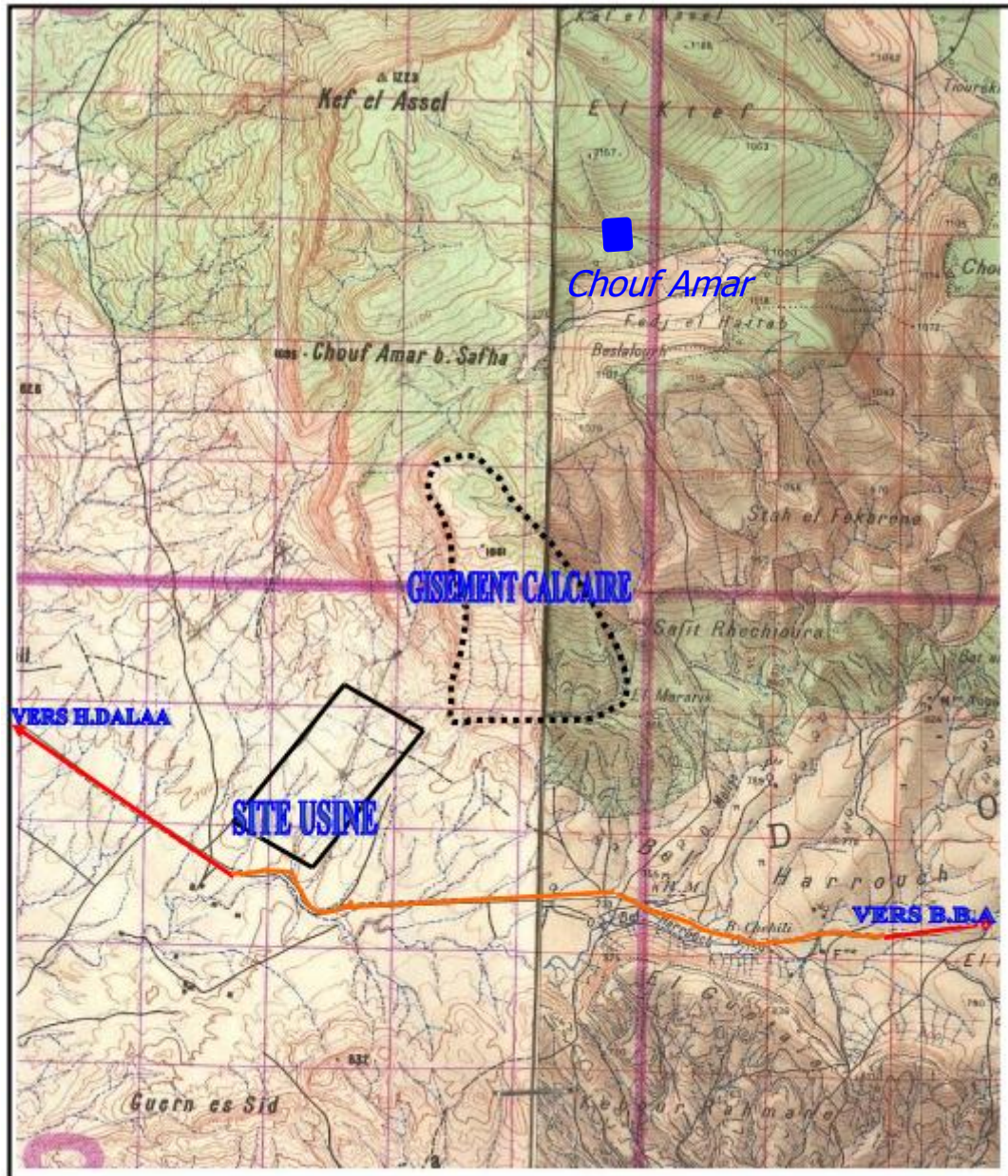


Figure 3.1: Carte géologique régionale et localisation du gisement de Chouf-Amar. Extrait Des Cartes Topographiques N°140 Et 141, Echelle 1/50.000. [27]

3.2.2. Litho-stratigraphie du site [27]

Du point de vue litho-stratigraphie, le gisement est composé du bas vers le haut de :

- A. Le Trias :** représenté par du gypse et argiles bariolées, cargneules, roches éruptives. On le distingue dans le Sud et l'Est ;
- B. Le Jurassique :** constitué par des masses dolomitiques et calcaro-dolomitiques qui surmontent des calcaires, des marnes ou calcaires marneux ;

C. Le Crétacé : Représenté par le valanginien, l'Hautérivien, le Barrémien, l'Aptien, l'Albien, le Cénomaniens, le Turonien, le Sénonien ;

D. L'Eocène : On distingue de façon classique :

- L'Eocène inférieur « calcaire » (Yprésien) ;
- le Lutétien supérieur lagunaire (marne, argiles, gypse) ;
- Les grès rouges (série continentale Lutétien supérieur à Oligocène).

E. Le Miocène : Il est représenté par des grès calcaireux, puis par une série très épaisse marneuse à petites intercalations gréseuses ;

F. Le Tertiaire continental de la région de Bousaâda : Il s'agit d'une alternance de niveaux conglomératiques, de sables et d'argiles rouges dont l'épaisseur variable peut dépasser 200 m ;

G. Le Plio-quadernaire de la plaine du Hodna : Il débute par des niveaux continus de conglomérats grossiers et des calcaires lacustres puis d'une façon très hétérogène des lentilles conglomératiques gréseuses ou sableuses.

3.2.3. Géologie du gisement ^[27]

Les affleurements participant à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Amar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région, au crétacé supérieur plus précisément à l'emschérien. Celui-ci comprend trois termes principaux cumulant 200m d'épaisseur et qui se superposent selon la chronologie suivante :

A la base, juste au-dessus des calcaires dolomitiques du turonien, repose une assise essentiellement marneuse d'une épaisseur de 70m environ, constituée de marnes grisâtres avec des intercalations de marno- calcaires gris et noduleux, de calcaires gris souvent marneux, et de lumachelles d'huîtres.

Ce terme, daté du coniacien inférieur d'après son contenu faunistique, est surmonté sur une puissance variant de 60 à 80 m par une formation constituée de calcaires gris sombre, bleuâtres et blanchâtres, bioclastiques, en bancs bien lités ou massifs, compacts, localement parcourus de fissures tapissées de matière organique pigmentée de pyrite avec intercalations de minces niveaux de marnes grisâtres localement verdâtres ou blanchâtres.

Au-dessus de cette formation essentiellement calcaire, qui pourrait être attribuée à la majeure partie du coniacien supérieur et constituant l'assise utile du gisement de Chouf Amar, repose une série marno-calcaire de 100 d'épaisseur. Elle comprend une alternance régulière, généralement en bancs peu puissants de marnes grisâtres, marno-calcaires gris et noduleux, calcaires marneux organogènes, calcaires organogènes spathiques parfois micro conglomératiques ou oolithiques et de lumachelles à huîtres.

Dans cette alternance cantonnée à la lisière sud du gisement et correspondant probablement au coniacien terminal, il a été impossible de différencier le santorien du coniacien.

3.2.4. Structure et tectonique du gisement ^[27]

Le gisement de calcaires de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale, fortement perturbée de l'anticlinorium des monts du Hodna plus précisément à la limite orientale du petit bassin d'effondrement de Doukkara engendré lors de la phase orogénique pyrénéenne (oligocène) et envahi par la transgression du miocène inférieur.

Localement, il se présente sous forme d'un monoclinale de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15 degrés plongeant vers le SSE.

Une faille normale très évidente affecte sa partie sommitale en engendrant un rejet vertical de 30 à 40m et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné de failles secondaires affecte et perturbe la partie sud-ouest du gisement. Il s'agirait d'une faille normale de direction Est-Ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25m qui a engendré la surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie sud-ouest.

D'autres accidents cassants de moindre importance, affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale.

Par ailleurs l'étude des données lithologiques et chimiques fait ressortir l'existence d'un accident tectonique probable orienté NW-SE qui scinde littéralement le gisement en deux compartiments ouest et est (secteur I et II). Son rejet, faible dans la partie NW augmente jusqu'à atteindre et dépasser 40 m. au SE. Cet accident a été établi d'après les corrélations lithologiques et chimiques et son tracé sur carte suit une direction NW-SE en passant entre les sondages A-6, B-6, C-5 d'une part et A-5, B-5 et C-4 d'autre part. A partir du sondage C-4 qui traversé le

plan de faille à 30 m de profondeur, son tracé s'incurve pour prendre une direction N-S et rejoindre l'accident est-ouest décrit précédemment.

L'état actuel des connaissances de la structure du gisement ne permet pas d'établir avec certitude la position, la nature et les paramètres des accidents. Une étude complémentaire, plus affinée est nécessaire. En attendant les résultats de cette étude, on a distingué deux secteurs Ouest (I) et Est (II).

A l'intérieur du secteur I, la zone Sud-Ouest paraît très perturbée. Il n'est pas possible cependant de subdiviser ce secteur car les données deviendraient insuffisantes pour tout traitement statistique ou géostatistique.

Dans les deux secteurs, les couches gisent en monoclinal doux sous un pendage d'environ 10 à 12° SSE.

La figure 3.2 donne le plan de situation des ouvrages et des coupes longitudinales et transversales montrant la structure telle qu'elle a été estimée avec les données disponibles.

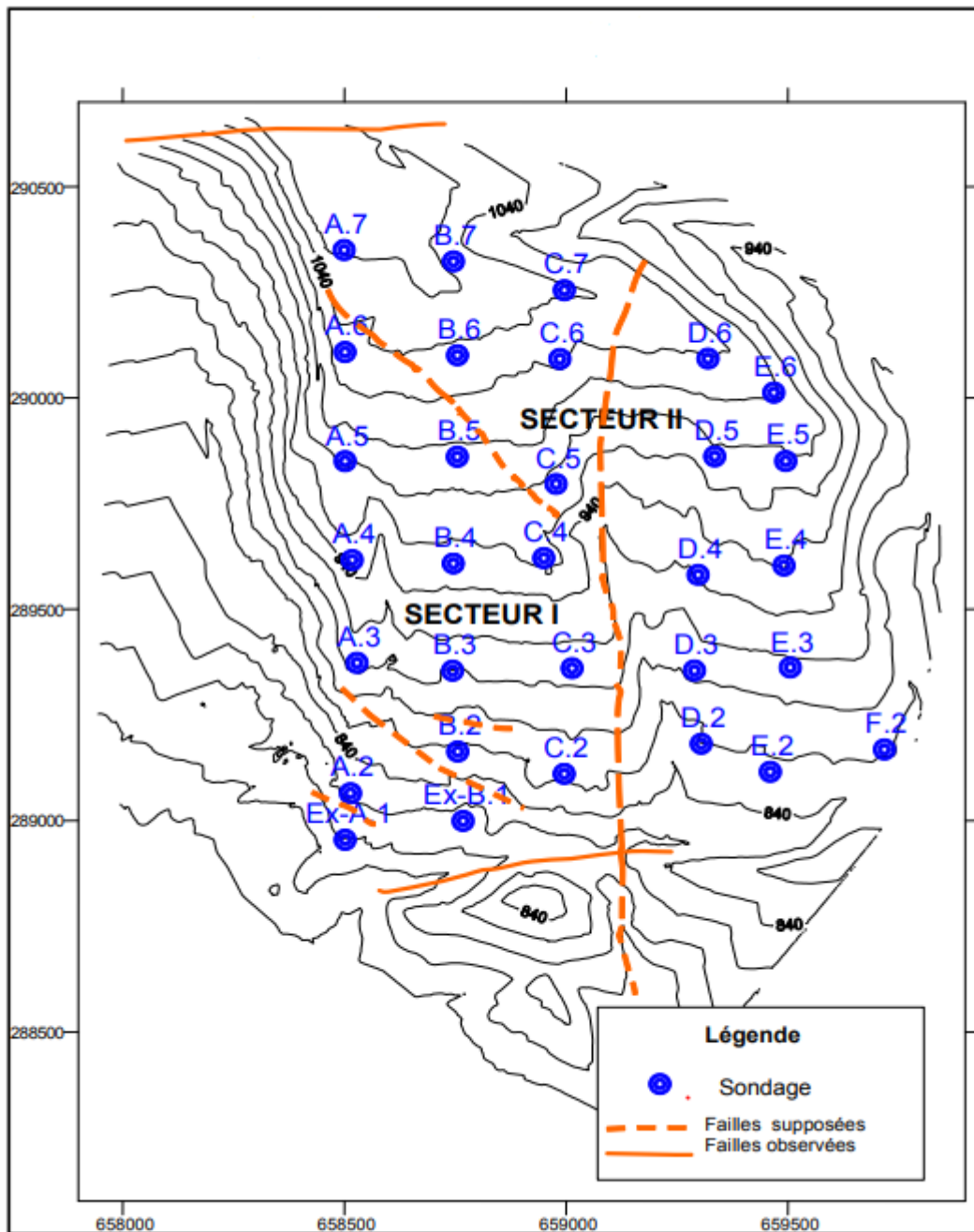


Figure 3.2: Carte structurale de gisement. [27]

3.2.5. Conditions hydrogéologiques [27]

Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs, leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf Amar ne peuvent pas constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci est étayé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises, et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le Sud, en profondeur sous la couverture marneuse du campanien, présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent.

3.2.6. Caractéristiques qualitatives de la matière [27]

a) Essais physico-mécaniques

Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière. 125 échantillons à partir A2 jusqu'à A7 et B2 à B7 et C2 à C7, D2 à D6 et E2 à E6 et F2. Prélevés dans les différentes couches (C1 – C2 – C3) ont été soumis aux appropriées ; les différents résultats suivent que le poids volumique moyen reste pratiquement constant dans les trois couches, 2,67 t/m³, (tableau 3.3). (Voir ANNEXE 1).

- La résistance à la compression moyenne : $R_c = 922,433 \text{ kgf/cm}^2$;
- La résistance à la traction : $\sigma_{tr} = 305 \text{ kgf/cm}^2$;
- Le coefficient de foisonnement : $K = 1,5$;
- La dureté : $f=10$.

b) Analyses chimiques

Après les données utilisées des calcaires de Chouf Amar à la production de ciment, on a trouvé que les analyses chimiques correspondent à 11 éléments (PF. SiO₂. Al₂O₃. Fe₂O₃. CaO. MgO. KO₂. NaO₂. Cl. P. F et CaCO₃) obtenues sur 534 échantillons ; et les études et analyses des données prennent en considération la structure du gisement en exerger deux secteurs distincts (secteur ouest et secteur est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C1, C2 et C3.

► Résultats des analyses

La composition chimique et les paramètres statistiques généraux sont donnés dans les tableaux ci-dessous ; les calculs sont pondérés par les longueurs des échantillons (n = Nombre d'échantillons, K = Coefficient de variation %).

❖ Composition chimique de la couche C1

Elle est représentée dans le tableau 3.4 (Voir ANNEXE 2).

❖ Composition chimique de la couche C2

Elle est représentée dans le tableau 3.5 (Voir ANNEXE 3).

❖ Composition chimique de la couche C3

Elle est représentée dans le tableau 3.6 (Voir ANNEXE 4).

3.3. Régime de travail de la carrière de Chouf- Amar

L'organisation des travaux appliquée au niveau de la carrière sera définie en fonction du niveau de production planifié, des moyens disponibles et de la variété de produits de matières brutes à extraire selon les tailles et la destination.

Selon le rapport établi par CETIM les données de travail sont les suivantes :

3.3.1. Nombre de poste ouvrable par jour

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, la carrière est dotée d'un régime de travail de 16 heures par jour effectué selon le calendrier :

- 1^{er} poste de 6.00 h à 14.00 h
- 2^{eme} poste.....de 14.00 à 22.00 h

Quant à l'usine de traitement, elle est dotée d'un régime de travail de 24.00 h sur 24 h. Une équipe astreinte assure la permanence de l'usine pendant la nuit.

3.3.2. Nombre de jours ouvrables par ans

Pour atteindre les objectifs de production en clinker, la carrière de calcaire doit fournir une quantité mensuelle de 420 000 tonnes, selon l'organisation de travail suivante :

$$N_{jo} = N_{jan} - N_{jf} - N_{jr} ; (\text{jours}) \quad (3.1)$$

Où :

- N_{jan} : Nombre de jours par an ; $N_{jan} = 365$ jours.
- N_{jf} : Nombre de jours fériés par an ; $N_{jf} = 13$ jours.
- N_{jr} : Nombre de jours de repos par an ; $N_{jr} = 102$ jours.

Ainsi que :

$$N_{jo} = 365 - 13 - 102 = 250 \text{ jours.}$$

La répartition de la production en temps est consignée dans le tableau suivant :

Tableau 3.7: Répartition de la production en temps.

Production par	Capacité, tonne	Capacité, m³
Mois	420 000	157 303
Jour	20 160	7 551
Poste	10 080	3 775
Heure	1 260	472

Remarque :

- Les calculs ont été faits avec une masse volumique moyenne de 2,67 t/m³.
- Les résultats ont été arrondis.
- La couverture est négligeable.

3.3.3. La durée de vie de la carrière

Les réserves de calcaires estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 232 000 000 tonnes. Le surplus ainsi un surplus de matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

Donc la durée de la carrière :

$$T = R_{ex} / P_a \text{ (ans)} ; \quad (3.2)$$

Où :

- R_{ex} : Les réserves exploitables ;
- P_a : Production annuelle ;

$$T = 232\,000\,000 / 5\,040\,000 \approx 47 \text{ ans.}$$

3.4. Travaux de forage

3.4.1. Le choix du mode de forage

Selon l'académicien R. JEVESKY, le choix du mode de forage dépend de l'indice de forabilité, qui se base sur la dureté, les efforts de compression et de déplacement (cisaillement).

Donc l'indice de forabilité est déterminé par la formule suivante [28] :

$$D_f = 0.007(\sigma_c + \sigma_{tr}) + 0.7 \gamma \quad (3.3)$$

Où :

- σ_c : résistance à la compression ; $\sigma_c = 922.433 \text{ kgf/cm}^2$.
- σ_{tr} : Résistance à la traction ; $\sigma_{tr} = 305 \text{ kgf/cm}^2$.
- γ : la densité du calcaire ; $\gamma = 2.67 \text{ Kgr / dm}^3$.

$$D_f = 0,007(922.433 + 305) + 0,7.2,67 = \mathbf{10.47}.$$

Tableau 3.8: Classification de la forabilité des roches. [28]

Types de forabilité	D _f	Classes	Catégories
Forabilité très facile	≤05	1	1, 2, 3, 4, 5
Forabilité facile	5,1÷10	2	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1÷15,1	3	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1÷20	4	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1÷25	5	21, 22, 23, 24, 25

Tableau 3.9: Classification de D_f de chaque type des roches. [29]

Catégories	D _f
Extrêmement lent	≤ 25
Très lent	26 - 32
Lent	33 - 42
Moyen	43 - 57
Rapide	58 - 69
Très rapide	70 - 82
Extrêmement rapide	≥ 93

D'après le calcul de l'indice de forabilité et les tableaux 3.8, 3.9 la forabilité du calcaire de la carrière de Chouf Amar est :

- Moyenne ;
- De classe 3 ;
- Catégorie 11, 12, 13, 14, 15 ;
- Extrêmement lent.

On choisit le mode de forage selon le tableau suivant :

Tableau 3.10: Mode de forage en fonction de la forabilité des roches. [30]

Sondeuse	Diamètre de trou (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	10 ÷ 5
	243 ÷ 190	12 ÷ 7
	262 ÷ 243	14 ÷ 8
A vis	125	3 ÷ 1
	160	6 ÷ 1
Roto percutante	125 ÷ 105	15 ÷ 6
	185	25 ÷ 10
	200	25 ÷ 10

Dans la carrière de Chouf-Amar, le mode de forage existant c'est le forage roto-percutant. Fond de trou, Il est assuré par une sondeuse de modèle et de type : ATLAS COPCO ROC L6, dont les caractéristiques techniques sont données dans le tableau 3.11.(voir ANNEXE 5). Donc d'après nos calculs, on confirme ce mode de forage.

3.4.2. Détermination de productivité des sondeuses roto- percutantes

L'efficacité de l'utilisation de telle ou telle sondeuse est caractérisée par sa productivité. La connaissance de cette dernière pour les machines de forage permet de savoir le volume de forage à réaliser, de faire le choix de la machine dans les conditions concrètes et de planifier la

production de l'entreprise. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui pour les sondeuses roto-percutantes, peuvent être divisés en facteurs reflétant :

- Les conditions d'exploitation (propriétés physico-mécaniques des roches, diamètre et profondeur des trous forés) ;
- La construction des machines en question (puissance des mécanismes d'avancement et de rotation du perceur, type de l'outil de forage).

Jusqu'à présent, de nombreuses recherches ont été faites et ont permis d'aboutir à quelques méthodes de détermination de la productivité des sondeuses y compris celles roto-percutantes, La plus répandue est basée sur des suppositions suivantes [31] :

- ❖ La productivité théorique correspond à la vitesse mécanique de forage ;
- ❖ La productivité technique tient compte des pertes de temps qui sont liées à la réalisation des opérations auxiliaires ayant lieu lors du forage du trou, tout en tenant compte de la nécessité d'exercer les opérations préparatoires ;
- ❖ La productivité d'exploitation tient compte des pertes de temps qui portent le caractère fortuit (pannes imprévues des mécanismes de la sondeuse).

Selon ces suppositions, on peut déterminer : La productivité théorique, technique et d'exploitation.

3.4.2.1. La productivité théorique

La productivité théorique est exprimée par la formule suivante :

$$Q_{\text{théo}} = V_f ; \text{ m/min} \quad (3.4)$$

Où :

- V_f : vitesse de forage (m/min).

3.4.2.2. La productivité technique

On peut déterminer la productivité technique à partir de la formule suivante :

$$Q_{\text{tech}} = 60 \times Q_{\text{théo}} \times K_{\text{tech}} ; \text{ m/h} \quad (3.5)$$

Où

- K_{tech} : Coefficient de l'imperfection technique de la sondeuse.

Tel que :

$$K_{\text{tech}} = \frac{T_f}{T_f + T_{\text{aux}}} \quad (3.6)$$

Où :

- T_f : Temps de travail productif de la sondeuse pendant un cycle (min).

Tel que :

$$T_f = \frac{L}{V_f} \quad (3.7)$$

D'où :

- L : longueur du trou foré, (m) ;
- T_{aux} : pertes sommaires de temps à la réalisation des travaux auxiliaires aux temps d'arrêt de la sondeuse à cause de son imperfection.

Tel que :

$$T_{\text{aux}} = T_{\text{man}} + T_{\text{al}} + T_{\text{dép}} + T_{\text{rép}} + T_{\text{remp}} \quad (3.8)$$

Où :

- T_{man} : temps de manipulation préliminaire avant le forage de chaque trou (min) ;
- T_{al} : temps d'allongement et de levage du train des tiges, (min) ;
- $T_{\text{dép}}$: temps de déplacement de la sondeuse au nouveau trou, (min) ;
- $T_{\text{rép}}$: temps de réparation de la sondeuse, (min) ;
- T_{remp} : temps de remplacement de l'outil de forage, (min).

3.4.2.3. La productivité d'exploitation

La productivité d'exploitation est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$Q_{\text{exp}} = 60 \times Q_{\text{théo}} \times K_{\text{exp}} \quad (3.9)$$

Où :

- K_{exp} : coefficient tenant compte du travail continu de la sondeuse pendant son exploitation.

Tel que :

$$K_{exp} = \frac{T_f}{T_f + T_{aux} + T_{org}} \quad (3.10)$$

Où :

- T_{org} : pertes de temps à cause de l'organisation du travail.

3.4.2.4. La pratique du calcul la productivité des sondeuses

En principe, les valeurs de la productivité théorique, technique et d'exploitation peuvent être déterminées à l'aide des calculs correspondants. Par exemple on détermine la vitesse de forage au moyen de la formule connue. Mais cette méthode ne nous permet pas d'avoir des résultats reflétant réellement les capacités des sondeuses, vu sa dépendance de certains facteurs qui ne peuvent être précisés que sur le terrain, car leur variation est assez grande comme les variations des propriétés physico-mécaniques des roches forées, la qualification du personnel desservant la sondeuse ainsi que l'état de l'outil de forage à cause de l'usure.

Une des méthodes permettant de le faire est celle du chronométrage qui suppose la fixation des données caractérisant l'utilisation de telle ou telle sondeuse, à savoir l'heure du commencement et de la fin de chaque opération, nomination de cette dernière, profondeur et métrage de forage.

3.4.2.5. Réalisation de l'expérience

La réalisation du forage expérimental a été programmée dans les conditions de la carrière de calcaire de Chouf Amar à l'aide de sondeuse ATLAS COPCO ROC L6. L'expérience étudiée se compose des étapes suivantes :

- Planification de l'expérience ;
- Réalisation de l'expérience ;
- Vérification de la productivité expérimentale ;
- Interprétation des résultats obtenus.

Durant la réalisation des expériences on a utilisé comme moyen de mesure l'appareillage suivant : un chronomètre, des tiges de longueurs de 5 m et de 60 mm de diamètre, le taillant ayant 110 mm de diamètre.



Figure 3.3: Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.

3.4.2.6. Résultats de chronométrage

Tout en suivant l'opération, on mesure le temps à l'aide du chronomètre, profondeur et métrage de forage, après cela on détermine la vitesse de forage. La carte de chronométrage est présentée dans le tableau suivant :

Tableau 3.12: Carte de chronométrage.

N°	Temps	Chronométrages	Mètre foré	Sondeuse « Atlas Copco »
01	06h00'00" - 06h30'00"	30'	-	Mise en service
02	06h30'00" - 08h00'00"	90'	-	Temps perdu
03	08h00'00" - 08h15'00"	15'	-	Manipulation préliminaire

04	08h15'00" - 08h22'30"	7'30"	5m	Forage
05	08h22'30" - 08h23'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
06	08h23'30" - 08h30'00"	7'30"	5m	Forage
07	08h30'00" - 08h31'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
08	08h31'00" - 08h38'00"	7'	5m	Forage
09	08h38'00" - 08h39'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
10	08h39'00" - 08h42'00"	3'	2,5m	Forage
11	08h42'00" - 08h45'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
12	08h45'00" - 08h49'00"	4'	-	Déplacement de la sondeuse
13	08h49'00" - 08h51'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
14	08h51'00" - 08h57'30"	6'30"	5m	Forage
15	08h57'30" - 08h58'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
16	08h58'30" - 09h04'00"	5'30"	5m	Forage
17	09h04'00" - 09h05'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
18	09h05'00" - 09h11'30"	6'30"	5m	Forage
19	09h11'30" - 09h12'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
20	09h12'30" - 09h16'00"	3'30"	2,5m	Forage
21	09h16'00" - 09h19'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
22	09h19'00" - 09h23'00"	4'	-	Déplacement de la sondeuse
23	09h23'00" - 09h25'30"	2'30"	-	Manipulation préliminaire
24	09h25'30" - 09h32'00"	6'30"	5m	Forage
25	09h32'00" - 09h33'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
26	09h33'00" - 09h39'00"	6'	5m	Forage
27	09h39'00" - 09h40'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
28	09h40'00" - 09h46'00"	6'	5m	Forage

29	09h46'00" - 09h47'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
30	09h47'00" - 09h50'00"	3'	2,5m	Forage
31	09h50'00" - 09h52'30"	2'30"	-	Récupération du train de tiges
32	09h52'30" - 09h55'30"	3'	-	Déplacement de la sondeuse
33	09h55'30" - 09h57'00"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
34	09h57'00" - 10h02'30"	5'30"	5m	Forage
35	10h02'30" - 10h03'00"	30"	-	Allongement du train de tiges
36	10h03'00" - 10h08'00"	5'	5m	Forage
37	10h08'00" - 10h09'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
38	10h09'00" - 10h14'30"	5'30"	5m	Forage
39	10h14'30" - 10h15'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
40	10h15'30" - 10h19'00"	3'30"	2,5m	Forage
41	10h19'00" - 10h23'00"	4'	-	Récupération du train de tiges
42	10h23'00" - 10h26'00"	3'	-	Déplacement de la sondeuse
43	10h26'00" - 10h28'00"	2'	-	Manipulation préliminaire
44	10h28'00" - 10h33'00"	5'	5m	Forage
45	10h33'00" - 10h34'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
46	10h34'00" - 10h40'00"	6'	5m	Forage
47	10h40'00" - 10h41'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
48	10h41'00" - 10h47'00"	6'	5m	Forage
49	10h47'00" - 10h48'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
50	10h48'00" - 10h50'30"	2'30"	2,5m	Forage
51	10h50'30" - 10h54'00"	3'30"	-	Récupération du train de tiges
52	10h54'00" - 10h57'00"	3'	-	Déplacement de la sondeuse
53	10h57'00" - 11h00'00"	3'	-	Manipulation préliminaire

54	11h00'00" - 11h05'00"	5'	5m	Forage
55	11h05'00" - 11h06'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
56	11h06'00" - 11h11'30"	5'30"	5m	Forage
57	11h11'30" - 11h12'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
58	11h12'30" - 11h17'30"	5'	5m	Forage
59	11h17'30" - 11h18'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
60	11h18'30" - 11h22'00"	3'30"	2.5m	Forage
61	11h22'00" - 11h25'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
62	11h25'00" - 11h27'00"	2'	-	Déplacement de la sondeuse
63	11h27'00" - 11h28'30"	1'30"	-	Manipulation préliminaire
64	11h28'30" - 11h33'00"	4'30"	5m	Forage
65	11h33'00" - 11h34'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
66	11h34'00" - 11h39'00"	5'	5m	Forage
67	11h39'00" - 11h40'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
68	11h40'00" - 11h45'00"	5'	5m	Forage
69	11h45'00" - 11h46'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
70	11h46'00" - 11h49'30"	3'30"	2,5m	Forage
71	11h49'30" - 11h53'00"	3'30"	-	Récupération du train de tiges
72	11h53'00" - 11h56'00"	3'	-	Déplacement de la sondeuse
73	11h56'00" - 12h00'00"	4'	-	Manipulation préliminaire
74	12h00'00" - 13h00'00"	60'	-	Temps de repos
75	13h00'00" - 13h06'00"	6'	5m	Forage
76	13h06'00" - 13h07'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
77	13h07'00" - 13h12'00"	5'	5m	Forage
78	13h12'00" - 13h13'00"	1'	-	Allongement du train de tiges

79	13h13'00" - 13h17'30"	4'30"	5m	Forage
80	13h17'30" - 13h18'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
81	13h18'30" - 13h21'00"	2'30"	2,5m	Forage
82	13h21'00" - 13h23'00"	2'	-	Récupération du train de tiges
83	13h23'00" - 13h25'30"	2'30"	-	Déplacement de la sondeuse
84	13h25'30" - 13h27'30"	2'	-	Manipulation préliminaire
85	13h27'30" - 13h32'30"	5'	5m	Forage
86	13h32'30" - 13h33'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
87	13h33'30" - 13h38'30"	5'	5m	Forage
88	13h38'30" - 13h39'30"	1'	-	Allongement du train de tiges
89	13h39'30" - 13h45'00"	5'30"	5m	Forage
90	13h45'00" - 13h46'00"	1'	-	Allongement du train de tiges
91	13h46'00" - 13h49'00"	3'	2,5m	Forage
92	13h49'00" - 13h52'00"	3'	-	Récupération du train de tiges
93	13h52'00" - 14h00'00"	7'	-	Temps perdu

3.4.2.7. Généralisation des résultats de chronométrage

Après la réalisation de l'expérience, nous avons essayé de trouver les paramètres caractérisant celles-ci en traitant les données se rapportant cette sondeuse (temps de forage).

Les résultats obtenus sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau 3.13: Généralisation des résultats de chronométrage.

Opérations	Désignation	
Mise en service	T _{ser}	30'
Repos des travailleurs	T _{rep}	60'
Déplacement préliminaires	T _{dép}	-

Autre	T_{aut}	97'
Travaux d'organisation $T_{org} = T_{ser} + T_{rep} + T_{dép} + T_{aut} = 187'$		
Déplacement de la sondeuse	$T_{dép}$	24'30"
Remplacement de l'outil	T_{remp}	-
Réparation de la sondeuse	$T_{rép}$	-
Allongement, levage de tige	T_{al}	26'30"
Manipulations préliminaires	T_{man}	33'30"
Travaux auxiliaires $T_{aux} = T_{man} + T_{al} + T_{dép} + T_{rép} + T_{remp} = 84'30''$		
Temps de forage	T_f	181'
Profondeur totale des trous forés, (m)	L	157.5 m
Vitesse de forage, (m/min)	V_f	0.87

3.4.2.8. Calcul des productivités de la sondeuse

Les résultats de calcul des productivités obtenues à l'aide des formules (3.4 ==> 3.10) sont indiqués dans le tableau au-dessous :

Tableau 3.14: Résultats des calculs des productivités.

V_f (m/min)	K_{tech}	K_{exp}	$Q_{théo}$ (m/h)	Q_{tech} (m/h)	Q_{exp} (m/h)
0.87 (m/min)	0.68	0.40	52.20	35.50	20.88

3.4.2.9. Interprétation des résultats

L'analyse de ces résultats montre qu'il y a de grandes pertes de temps causées par une mauvaise organisation du travail (environ 20 % de la durée du poste). Et aussi. Il montre qu'il y a des pertes de temps lors de l'allongement et récupérations du train des tiges.

3.4.3. Estimation du coût de forage

Les coûts sont une somme de charges relatives à un élément défini au sein du réseau comptable. Le plan comptable générale donne la définition du coût comme suit [32] :

Un coût est constitué par un total de dépenses rapportées à un moment donné :

- Soit à une fonction ou partie de l'entreprise ;
- Soit à un objet, une prestation de service, un groupe d'objet pris à un stade autre que le stade final de livraison aux clients.

Le coût de forage peut s'exprimer sous deux formes :

3.4.3.1. Les coûts directs

Sont des coûts qui varient avec la production. Pour les travaux de forage, ces coûts englobent les consommables qui concernent la consommation des sondeuses en gasoil, lubrifiant et pièces de rechange lors des entretiens, la consommation en carburant, le coût de la main-d'œuvre, etc.

3.4.3.2. Les coûts indirects

Sont des coûts qui ne varient pas en fonction du niveau de la production. Et comprennent : amortissements, les impôts, les taxes... etc.

Le coût du forage est calculé à l'aide de l'équation suivante ^[22] :

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{P_r} + C_B ; \text{ DA/m} \quad (3.11)$$

Où :

- C_A : Amortissement (DA/h) ;
- C_I : Taux d'intérêt et assurance (DA/h) ;
- C_M : Entretien et réparation (DA/h) ;
- C_O : Main d'œuvre (DA/h) ;
- C_E : Carburant ou énergie (DA/h) ;
- C_L : Huile, graisse et filtres (DA/h) ;
- C_B : Taillants, tiges, manchons, emmanchement(raccord) (DA/m) ;
- P_r : Productivité de la sondeuse (m/h).

a) Amortissement C_A

Il est calculé par l'équation suivante [22] :

$$C_A = (\text{Prix d'achat} - \text{valeur résiduelle}) + \text{heures de vie} \quad (3.12)$$

Garrison explique qu'historiquement, l'amortissement est étroitement lié à la durée de vie utile d'un actif, les déductions d'amortissement année par année étant généralement calculées par diverses méthodes. Dans certains cas également, les entreprises ont généralement reconnu la valeur de récupération prévue d'un actif en déduisant la valeur de récupération du coût de l'actif et en amortissant que le reste. [33]

Selon Wagner, l'amortissement de la foreuse est calculé comme suit [33] :

$$\text{Coût horaire de l'amortissement} = \frac{\text{les frais d'acquisition de l'engin en DA}}{\text{la durée de vie de l'engin en h}} \quad (3.13)$$

Cette équation permet de calculer l'amortissement sans tenir compte de la valeur résiduelle ou de récupération.

➤ **Remarque**

La durée de vie utile des engins à chenilles est estimée entre 8 000 et 12 000 heures pour ceux qui sont équipés de marteaux hors des trous et entre 10 000 et 12 000 heures pour ceux qui ont des marteaux fond des trous. Il est important de tenir compte du fait que la durée de vie des marteaux est probablement la moitié des chiffres indiqués, il est donc sage d'inclure le prix d'un autre marteau dans les chiffres d'amortissement et de dépréciation. [22]

b) Taux d'intérêt, assurances et impôts sur les investissements

Pour calculer ce coût, on applique l'équation suivante [22] :

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Prix d'achat} \times \% (\text{intérêt} + \text{assurance} + \text{taxes})}{\text{Heures de travail par an}} \quad (3.14)$$

Où :

- N : la durée de vie de l'engin en Année.

Le nombre d'heures par an (h/an) est déterminé comme suit : h /jour x jours/semaine x semaines/année.

Et l'investissement horaire est calculé par l'équation suivante :

$$\text{Coût d'investissement horaire} = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Prix d'achat} \times 14\%}{\text{hrs/an}} \quad (3.15)$$

➤ **Remarque**

Les frais d'intérêt sont égaux à ceux qui auraient été obtenus en investissant l'argent pour obtenir des intérêts et varient généralement de 8 à 10 %.

L'assurance représente généralement 3 à 4 % du coût de la machine pour la protéger contre les dommages ou les pertes dus à un accident, un incendie, etc.

Les impôts s'appliquent à l'utilisation continue, aux biens, etc. et dépendent du temps, du lieu et des situations. En additionnant tous ces éléments, une valeur de 14 % peut être utilisée à des fins d'estimation. [33]

c) Entretien et réparations

Elle repose en fait sur deux facteurs les coûts de l'entretien préventif et des pannes [22] :

$$C_M = [(\text{Prix d'achat}) \div 1\,000] \times \text{FR} (\%) \quad (3.16)$$

Où :

- FR : est un facteur de réparation (disponible auprès des fabricants). Il doit inclure le coût des pièces de rechange plus le coût de main d'œuvre.

d) Coût de fonctionnement

Ils sont également appelés coût de main-d'œuvre et comprennent les salaires des foreurs et des aides (le cas échéant), ainsi que leurs avantages sociaux au total. [22]

e) Coût du carburant ou de l'énergie

Les spécifications des moteurs diesel ou des moteurs électriques, peuvent être utilisées pour calculer ce coût de forage, selon les équations suivantes [22] :

$$C_E = 0,3 \times \text{PUISSANCE KW} \times \text{FC} \times \text{prix de l'énergie} \quad (3.17)$$

$$C_E = 0,22 \times \text{PUISSANCE CH} \times \text{FC} \times \text{prix du carburant} \quad (3.18)$$

Où :

- FC = Facteur de carburant qui varie entre 0,65 et 0,85.

f) Huile, graisse et filtres

Elle est estimée en pourcentage de la consommation d'énergie et oscille généralement entre 10 et 20 %, selon les machines. [22]

g) Taillants, tiges, manchons, Emmanchement

Pour calculer ces coûts, on applique les équations suivantes [22] :

$$\text{Le coût de tige} = (\text{nombre de tige dans un trou} \times \text{le coût de tige}) / (\text{durée de vie de la tige en mètres ou en heures}). \quad (3.19)$$

$$\text{Le coût d'emmanchement} = (\text{nombre d'emmanchement dans un trou} \times \text{le coût d'emmanchement}) / (\text{durée de vie de l'emmanchement en mètres ou en heures}). \quad (3.20)$$

$$\text{Le coût de tige manchon} = (\text{le coût de manchon}) / (\text{durée de vie du manchon en mètres ou en heures}). \quad (3.21)$$

$$\text{Le coût de taillant} = (\text{le coût de taillant}) / (\text{durée de vie du la taillant en mètres ou en heures}). \quad (3.22)$$

3.4.3.3. Application numérique

a) Données initiales

- Type de foreuse utilisée : ATLAS COPCO modèle ROC L6 fonds de trou ;
- La durée de vie en heures : 12 000 h (6 ans) ;
- Puissance du moteur : 270KW= 362 CH ;
- Prix d'achat 28 206 984,00.

☒ **Amortissement** : pour calculer l'amortissement on utilise l'équation (3.13) :

$$C_A = \frac{\text{frais d'acquisition de l'engin en DA}}{\text{La durée de vie de l'engin en h}} = \frac{28\,206\,984}{12\,000}$$

$$C_A = 2\,350.58 \text{ DA/h.}$$

- ☒ **Taux d'intérêt, assurances et impôts sur les investissements** : pour calculer ce coût on utilise l'équation (3.15) :

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Prix d'achat} \times 14\%}{\text{hrs/an}} = \frac{0.58 \times 28\,206\,984 \times 0.14}{2\,000}$$

$$C_I = 1\,145.20 \text{ DA/h.}$$

- ☒ **Entretien et réparations** : d'après l'équation (3.16) on peut calculer ce coût par la formule suivante :

$$C_M = [(\text{Prix d'achat}) \div 1\,000] \times \text{FR} (\%)$$

Où :

- FR : pour un marteau fond de trou est égal 20% (voir ANNAXE 6).

$$C_M = \frac{28\,206\,984}{1\,000} \times 0.2$$

$$C_M = 5\,641.14 \text{ DA/h}$$

- ☒ **Coût du carburant** : pour un moteur diesel on utilise l'équation (3.18) :

$$C_E = 0,22 \times \text{PUISSANCE CH} \times \text{FC} \times \text{prix du carburant}$$

Le prix du carburant (gasoil) est égal 29 DA, donc :

$$C_E = 0.22 \times 362 \times 0.75 \times 29$$

$$C_E = 1\,732.17 \text{ DA/h.}$$

- ☒ **Huile, graisse et filtres** : ce coût est calculé par l'équation suivante :

$$C_L = 0.15 \times C_E$$

$$C_L = 259.83 \text{ DA/h.}$$

- ☒ **Main d'œuvre C_o** : Dans la carrière de Chouf Amar on a :

- Le salaire du foreur est : 280 DA/h.

- Salaire de l'aide du foreur : 175 DA/h.

Donc : $C_O = 175 + 280 = 455.00 \text{ DA/h.}$

☒ **Taillants, tiges, manchons, Emmanchement**

Les prix des accessoires sont résumés comme suit :

Tableau 3.15: Les prix des accessoires du forage.

Les accessoires de ROC L6	Prix
Taillant	30 000 DA
Tige (5m)	42 500 DA
Manchon	58 000 DA
Emmanchement	20 000 DA

Quant aux durées de vie des accessoires, ils sont comme suite (ANNAXE 7) :

- Taillants : 1 850 m ;
- Tiges : 1200 m ;
- Manchons : 1 200 m ;
- Emmanchements : 3 500 m.

➤ Le nombre de tiges et d'emmanchements

La longueur forée dans la carrière de Chouf Amar est égale à 17.5 mètres et la longueur des tiges de foration est de 5 mètres. Donc le nombre de tige pour réaliser notre forage est de 4 tiges par trou et 4 d'emmanchements (3 emmanchements entre les tiges et le 4 -ème est entre le manchon et la tige 1).

D'après les formules (3.19 ==> 3.22) on a :

$$\text{Le coût de taillant} = (30\ 000) / (1\ 850) = 16.22 \text{ DA/m.}$$

$$\text{Le coût de tige} = (4 \times 42\ 500) / (1\ 200) = 141.66 \text{ DA/m.}$$

$$\text{Le coût de tige manchon} = (58\ 000) / (1\ 200) = 48.33 \text{ DA/m.}$$

$$\text{Le coût d'emmanchement} = (4 \times 20\ 000) / (3\ 500) = 22.86 \text{ DA/m.}$$

Alors :

$$C_B = 16.22 + 141.66 + 48.33 + 22.86 = 229.07 \text{ DA/m.}$$

► **Le coût du forage (DA/m)**

D'après l'équation (3.11) on trouve :

$$C_T = \frac{2\,350.58 + 1\,145.20 + 5\,641.14 + 455.00 + 1\,732.17 + 259.83}{20.88} + 229.07$$

$$C_T = 783.86 \text{ DA/m}$$

► **Le coût horaire du forage (DA/h)**

A partir l'équation (3.11) on peut calculer le coût horaire du forage par la formule suivante :

$$C_T = C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L + (C_B \times P_r)$$

$$C_T = 2\,350.58 + 1\,145.20 + 5\,641.14 + 455.00 + 1\,732.17 + 259.83 + (229.07 \times 20.88)$$

$$C_T = 16\,366.90 \text{ DA/h}$$

► **Le coût de la tonne de calcaire**

Pour trouver le coût de la tonne de calcaire on fait le rapport entre le coût en DA/m et le volume abattu par un mètre linéaire de foration.

Le volume abattu par un mètre linéaire de foration est calculé par la relation suivante :

$$V = B \times E \times 1m \quad (3.23)$$

Où :

- B : la banquette ;
- E : L'espacement.

Dans la carrier de Chouf Amar : B=4 ; E=4.5.

$$V = 4 \times 4.5 \times 1 = 18 \text{ m}^3 = 48.06 \text{ t.}$$

Donc :

$$C_T = 16 \text{ DA/t}$$

3.4.3.4. Analyse des résultats

En partageant le coût total entre coût direct et coût indirect, on remarque que le coût indirect est relativement faible (22%) par rapport à la part du coût direct (78%) ce qui montre l'importance des consommables sur le coût du forage.

Le coût direct est décomposé de la façon suivante :

- Le coût d'entretien et réparations représente 44 % du coût direct total.
- Le coût d'huile, graisse et filtres représente 2 % du coût direct total.
- Le coût du carburant représente 13 % du coût direct total.
- Le coût de main d'œuvre représente 4 % du coût direct total.
- Le coût des taillants, tiges, manchons, emmanchements représente 37 % du coût direct total.

Par ailleurs, en fractionnant le coût indirect entre l'amortissement et le taux d'intérêt, assurances et impôts sur les investissements, c'est l'amortissement qui coûte le plus, en fait elle représente 66% du coût total contre 34 % pour le taux d'intérêt, assurances et impôts.

Ces remarques sont visualisées sur les figures suivantes :

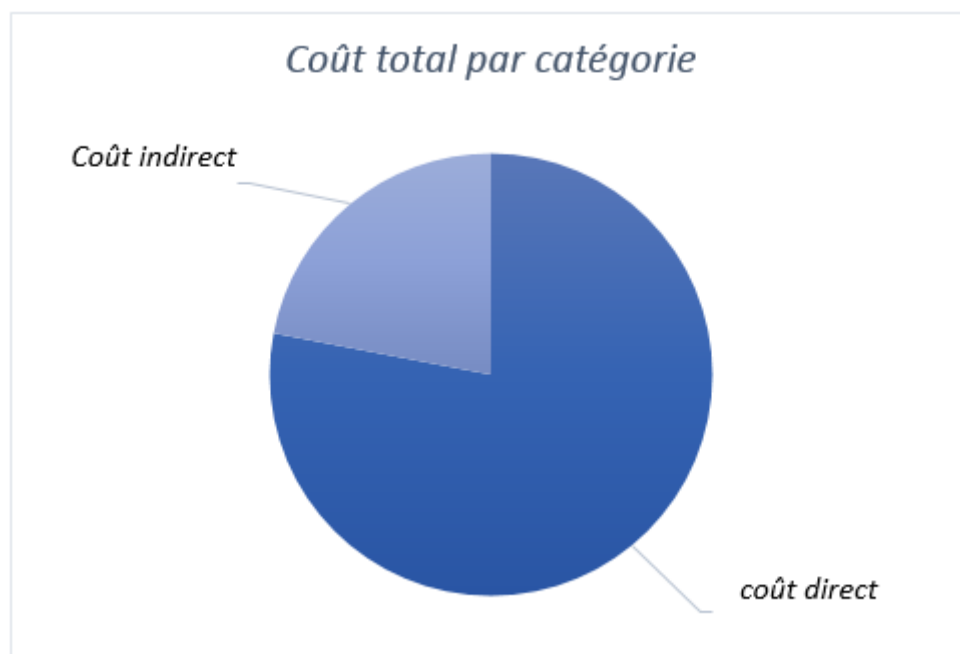


Figure 3.4: Répartition en pourcentage du coût total du forage.

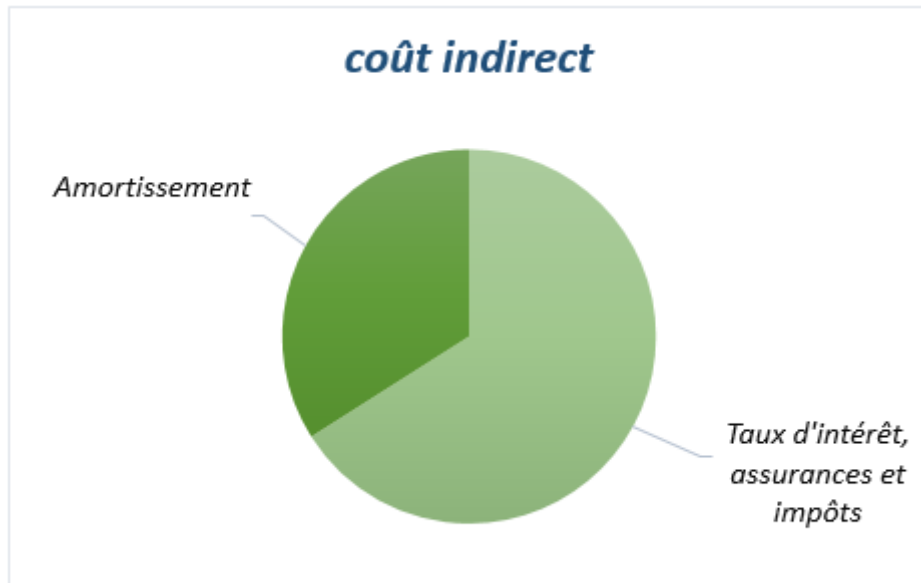


Figure 3.5: Répartition en pourcentage du coût indirect.

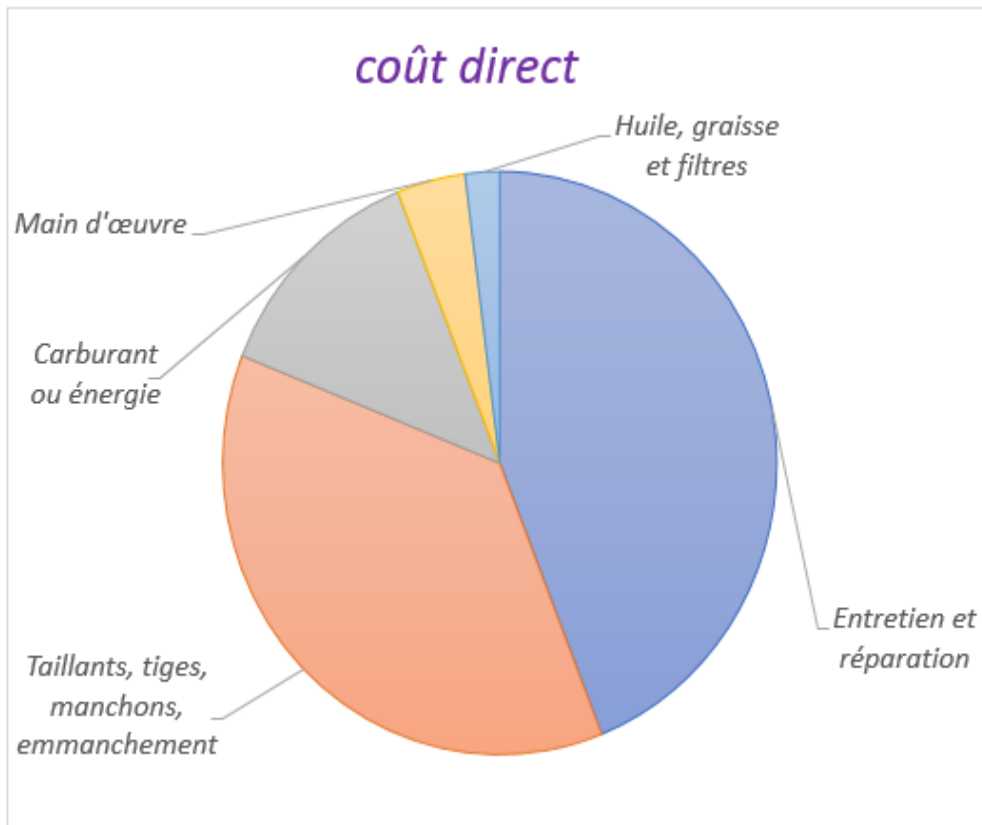


Figure 3.6 : Répartition en pourcentage du coût direct.

Conclusion générale

Le travail présenté dans ce mémoire nous permet de souligner l'importance du processus de forage dans une carrière à ciel ouvert.

Il est à noter que, dans les conditions des carrières de calcaires algériennes, l'utilisation des sondeuses à roto percussion est plus dominante. L'utilisation de cette méthode consiste à appliquer à l'outil de forage ou taillant, un couple de rotation et une énergie de frappe, cette dernière est assurée par un marteau hors trou ou par un marteau au fond de trou.

Dans une carrière ou mine à ciel ouvert, le choix du mode de travail d'une machine particulière pour la réalisation de la foration est basé premièrement sur les caractéristiques de la roche comme la forabilité.

La détermination de la productivité au moyen du chronométrage permet de conclure qu'il est nécessaire d'améliorer l'organisation de travail.

Pour optimiser le cout horaire du forage, les facteurs suivants doivent être dûment pris en compte :

- Les fabricants de foreuses donnent souvent les temps typiques des différentes activités cycliques. Elles sont généralement basées sur la vitesse des moteurs électriques ou sur le volume d'huile hydraulique fournie aux différents composants utilisés dans les activités. Dans la pratique, il faut un peu plus de temps pour réaliser l'activité.
- Parfois, des pauses dans le fonctionnement cyclique sont nécessaires pour l'inspection d'un taillant ou d'autres composants du train de forage. Pendant ces pauses, le moteur continue de fonctionner et les compresseurs peuvent également devoir fournir de l'air. Des consommables sont donc utilisés dans l'opération et le coût d'exploitation est engagé.
- En dehors des pauses, il y a toujours un délai entre le démarrage du moteur et le début de l'activité cyclique.

Références bibliographiques

- [1]. Onederra, I., 2001, Développement d'un modèle empirique pour la fragmentation anneau souterrain dynamitage applications confidentielles AMIRA / JKMRC P447 rapport de projet BART, août.
- [2]. Marta, F. Riihioja, K et Chitombo, G. 2005, forage des matériaux composites de carbone en utilisant un coup de foret. Partie I : en cinq étapes la représentation de forage et les facteurs affectant la force maximale et le couple. pp.70 – 75.
- [3]. ASSENOV. I, OUADI. M (03/1993). Machines minières « partie I, machines de forage) ». Office des publications universitaires.
- [4]. Petrouchkine et Dalia., 1986, Revue scientifique n°3 INSTITUT Mines et Métallurgie.
- [5]. Bhalchandra V. Gokhal.,2011, " Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines", Taylor & Francis Group, London, UK, pp.71.
- [6]. R. Teale (1965), "The concept of Specific Energy in Rock Drilling". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics, vol. 2, pp. 57-73, 1965.
- [7]. A. Mabillot (1988). "Le forage d'eau ". tec et doc Lavoisier.
- [8]. P. R. Johann, A. F. Martini, A. Maul, and J. P. P. Nunes (2012) "Reservoir geophysics in Brazilian pre-salt oilfields" 12th International Congress. Brazil.
- [9]. B.a. Kennedy, (1990)", Surface Mining, " 2e édition. Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME)Baltimore, Maryland (Flider Eugene USA|).
- [10]. Howard L. Hartman, (1992)" SME Mining Engineering Handbook".2e edition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado.
- [11]. Héraud H., Leblond J-J., Souchet C., Veronneau J-Y., Bellerepayre J-M., 1994, Minage. Intérêts technique et économique d'une foration de qualité en carrière. Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées n°215, pp 33-39.
- [12]. YENICE, HAYATI. Determination of Drilling Rate Index Based on Rock Strength Using Regression Analysis. An. Acad. Bras. Ciênc. vol.91 no.3 Rio de Janeiro 2019 Epub Oct 14, 2019 <https://doi.org/10.1590/0001-3765201920181095>.

- [13]. Yasar, S., Capik, M. & Yilmaz, A.O. Cuttability assessment using the Drilling Rate Index (DRI). *Bull Eng Geol Environ* **74**, 1349–1361 (2015). <https://doi.org/10.1007/s10064-014-0715-4>.
- [14]. Centre de géosciences, Analyse et optimisation des pratiques d’abattage à l’explosif dans une carrière de granulats, Mines Paris, Juillet 2007.
- [15]. Fraley, S., Oom, M., Terrien, B., & Date, J. Z., (2006). "Design of experiments via Taguchi methods: orthogonal arrays. The Michigan chemical process dynamic and controls open text book", Michigan USA, 2(3), 4.
- [16]. R. A. Cunningham (1960) "Laboratory Studies of the Effect of Rotary Speed on Rock-bit Performance and Drilling Cost", American Petroleum Institute.
- [17]. Montgomery D.C., (1991). "Design and analysis of experiments", John Wiley and Sons, New York.
- [18]. R. Lauga (1990) " Pratique du forage d'eau " Edition Seesam.
- [19]. Johnson Screen Joseph S. Dveinny "migration of hazardous wastes" Johnson Screen (1986) " Groundwater and Wells" Second Edition" Johnson Screen.
- [20]. Capp, F. M., 1962, "Factors in Rotary Drill Evaluation," *Mining Congress Journal*, Vol. 48, No. 12, Dec., pp. 20-23.
- [21].Tandanand, S. 1973, principles of Drilling, Sec. 11.3, *SME Mining Engineering Handbook*, AIME, New York, Vol. 1, pp. 11-5 to 11-24.
- [22]. Jimeno, C.L., Jimeno, E.L. and Francisco, J.A.C. (1995). “Drilling and blasting of rock”. Published by A.A. Balkema. Rotterdam De Ramiro, Yvonne Visser translated to English.
- [23]. Cambefort H., Eyrolles, 1955, sondages et forages.
- [24]. Raymond R. 1998, a drilling for water, a pratical Manuel; Edition Avebury/Cranfield University Ray.
- [25]. Ceficem, Le forage des roches, Ecole des Mines de DOUAI.
- [26]. E. M. Galle and H. B. Woods (1964) "Best Constant Weight and Rotary Speed for rotary Rock Bits", American Petroleum Institute.

- [27]. FREDJ Mohamed (2012). Thèse de Magister « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) ». Université d'Annaba.
- [28]. V. Rjeveski, Processus des travaux miniers à ciel ouvert. NEDRA, Moscou 1978.
- [29]. Dahl F (2003): DRI, BWI, CLI Standards. NTNU, Angleggsdrift, Trondheim.
- [30]. V. KOUALENKO ; N. AMBARTSOUMIAN ; K.M. LAHMER ; Exploitation des carrières, Ed OPU-Algérie.
- [31]. Atkinson, T. Confidential Report to World Wide Shipping Corporation PLC 1983.
- [32]. ALAIN SAMUELSON « Les grands courants de la Pensée Economique », Mir Moscou 1993.
- [33]. Muhammad Arshad Rajpot "The Effect of Fragmentation Specification on Blasting Cost" Université Queen's, Canada, Mars 2009.
- [34]. Atlas Copco Surface Drill Rig. ROC L6 hole range 92–152 mm.

ANNEXE

ANNEXE 1

Essais Physico-mécaniques de la matière.^[27]

N° Sondage	COUCHE 1			COUCHE 2			COUCHE 3		
	PV	HN	RC	PV	HN	RC	PV	HN	RC
A-2	-	-	-	-	-	-	2.697	0.089	110.161
A-3	2.693	0.183	170.7 0	2.683	0.331	59.83	2.686	0.303	79.091
A-4	-	-	-	2.682	0.289	81.97 6	2.692	0.222	81.786
A-5	-	-	-	2.679	0.18	122.3 5	2.666	0.317	59.508
A-6	2.683	0.159	122.3 5	2.670	0.242	68.92 5	2.683	0.199	114.875
A-7	2.651	0.231	89.34	2.634	0.272	59.86 5	2.681	0.325	89.84
B-2	-	-	-	2.678	0.338	82.30	2.694	0.177	80.88
B-4	2.688	0.264	125.9 8	2.677	0.356	83.15	2.691	0.225	111.15
B-5	2.677	0.149	108.1 4	2.659	0.839	98.22 0	2.702	0.196	86.209
B-6	2.672	0.321	115.1 1	2.674	0.411	25.28	2.684	0.235	97.43
B-7	2.662	0.269	112.5 8	2.661	0.095	74.54	2.614	0.465	57.435

C-2	2.636	0.274	72.80 5	2.669	0.540	57.49	2.698	0.162	129.125
C-3	2.642	0.348	99.85 5	2.666	0.422	98.74 5	2.680	0.384	50.73
C-6	2.681	0.317	135.4 9	2.666	0.546	100.8 7	2.678	0.265	46.075
C-7	2.691	0.213	101.1 5	2.670	0.442	78.18 5	2.666	0.360	104.31
D-2	2.691	0.176	113.9 6	2.699	0.151	121.4 1	2.701	0.063	98.03
D-3	2.633	0.239	84.49 3	2.683	0.250	57.81 6	2.710	0.053	73.879
D-4	2.702	0.092	112.0 2	2.663	0.453	40.60 2	2.704	0.072	86.94
D-5	2.698	0.094	108.4 0	2.700	0.09	90.94 7	2.692	0.148	62.496
D-6	2.693	0.188	122.8 4	2.677	0.227	89.60	2.684	0.209	92.103
E-2	2.680	0.241	90.51 9	2.684	0.159	64.87	2.704	0.115	124.85
E-4	2.678	0.209	132.0 5	2.697	0.222	35.95	-	-	-
E-6	2.682	0.225	87.09	2.676	0.342	66.76	2.689	0.163	79.78
F-2	2.699	0.179	100.4 6	2.668	0.300	89.16	2.688	0.334	94.78
Moyenne par	2.676	0.218	109.7 6	2.674	0.326	79.52	2.686	0.220	87.452

couche									
--------	--	--	--	--	--	--	--	--	--

ANNEXE 2

Composition chimique de la couche C1. [27]

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	45	20.88	43.00	40.22	3.84	9.45
	II	122	15.66	43.54	38.81	7.62	19.64
	I+II	167	15.66	43.54	39.13	6.85	17.51
SiO ₂	I	45	1.29	36.00	5.73	6.30	109.99
	II	122	0.73	48.51	7.08	10.63	150.18
	I+II	167	0.73	48.51	6.77	9.68	142.97
Al ₂ O ₃	I	45	0.39	15.48	2.01	2.57	127.80
	II	122	0.36	17.29	2.97	4.76	160.45
	I+II	167	0.36	17.29	2.74	4.31	157.02
Fe ₂ O ₃	I	45	0.48	4.57	1.12	0.70	62.89
	II	122	0.36	9.82	1.46	1.82	124.21
	I+II	167	0.36	9.82	1.38	1.60	116.03
CaO	I	45	19.00	52.85	48.59	6.11	12.58
	II	122	8.20	54.02	49.09	10.91	23.17
	I+II	167	8.20	54.02	47.43	9.87	20.82
MgO	I	45	0.59	2.66	1.25	0.47	37.50
	II	122	0.36	2.61	1.14	0.48	42.21
	I+II	167	0.36	2.66	1.16	0.47	40.77
	I	45	0.07	1.19	0.53	0.33	62.25

SO ₃	II	122	0.07	3.84	0.82	0.90	109.50
	I+II	167	0.07	3.84	0.76	0.81	106.88
K ₂ O	I	45	0.04	1.36	0.20	0.80	119.30
	II	122	0.02	2.24	0.30	0.51	169.02
	I+II	167	0.02	2.24	0.28	0.45	163.79
Na ₂ O	I	45	0.00	0.20	0.11	0.08	69.67
	II	122	0.01	0.21	0.08	0.08	102.94
	I+II	167	0.00	0.21	0.08	0.08	93.56
Cl	I	45	0.009	0.055	0.019	0.010	54.23
	II	122	0.004	0.134	0.018	0.017	93.39
	I+II	167	0.004	0.134	0.018	0.015	84.09
CO ₃	I	45	32.92	96.30	88.99	10.94	12.29
	II	122	15.18	98.19	85.96	20.04	23.31
	I+II	167	15.18	98.19	86.66	18.11	20.90

ANNEXE 3

Compositions chimiques de la couche C2. ^[27]

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	83	27.69	41.13	38.54	3.23	8.38
	II	124	25.73	42.00	38.16	3.68	9.64
	I+II	207	25.73	42.00	38.31	3.50	9.14
SiO ₂	I	83	3.44	21.88	7.18	4.77	66.44
	II	124	2.21	25.48	7.60	5.1	67.28
	I+II	207	2.21	25.48	7.44	4.97	66.80

Al ₂ O ₃	I	83	1.21	9.55	2.95	1.96	66.52
	II	124	0.67	11.32	3.17	2.19	69.10
	I+II	207	0.67	11.32	3.09	2.10	68.07
Fe ₂ O ₃	I	83	0.8	3.53	1.32	0.67	50.56
	II	124	0.73	4.18	1.40	0.76	54.56
	I+II	207	0.73	4.18	1.37	0.73	53.05
CaO	I	83	30.00	51.07	46.91	5.14	10.95
	II	124	25.22	52.17	46.49	5.59	12.02
	I+II	207	25.22	52.17	46.65	5.40	11.58
MgO	I	83	0.77	3.25	1.06	0.53	49.41
	II	124	0.68	4.04	1.12	0.59	52.62
	I+II	207	0.68	4.04	1.10	0.56	51.33
SO ₃	I	83	0.13	2.96	1.12	0.46	40.77
	II	124	0.11	3.15	1.13	0.51	44.96
	I+II	207	0.11	3.15	1.13	0.49	43.29
K ₂ O	I	83	0.13	1.04	0.39	0.21	53.50
	II	124	0.09	1.26	0.42	0.23	55.13
	I+II	207	0.09	1.26	0.41	0.22	54.47
Na ₂ O	I	83	0.00	0.21	0.12	0.07	57.01
	II	124	0.01	0.20	0.09	0.08	85.01
	I+II	207	0.00	0.2	0.10	0.08	73.01
Cl	I	83	0.004	0.330	0.017	0.036	204.7 9
	II	124	0.008	0.041	0.018	0.007	39.81

	I+II	207	0.004	0.330	0.018	0.023	132.5 8
CO ₃	I	83	59.61	92.51	85.62	8.27	9.66
	II	124	52.82	95.65	85.18	9.21	10.82
	I+II	207	52.82	95.65	85.35	8.83	10.34

ANNEXE 4 :

Composition chimique de la couche C3. [27]

Variable	Sect	N	Min	Max	Moy	Sigma	V%
PF	I	48	38.04	42.86	41.49	0.80	1.91
	II	56	37.96	42.40	41.59	0.70	1.69
	I+II	104	37.96	42.86	41.68	0.75	1.81
SiO ₂	I	48	1.44	6.83	2.89	1.03	35.81
	II	56	1.73	8.24	3.06	1.00	32.63
	I+II	104	1.44	8.24	2.98	1.02	34.06
Al ₂ O ₃	I	48	0.65	2.62	1.29	0.38	29.25
	II	56	0.90	3.57	1.41	0.39	27.43
	I+II	104	0.65	3.57	1.36	0.39	28.46
Fe ₂ O ₃	I	48	0.60	1.44	0.80	0.13	16.57
	II	56	0.68	1.34	0.80	0.10	11.96
	I+II	104	0.60	1.44	0.80	0.11	14.19
CaO	I	48	47.67	53.50	51.60	1.11	2.14
	II	56	46.20	52.90	51.34	1.02	1.99
	I+II	104	46.20	53.50	51.46	1.07	2.07

MgO	I	48	0.52	1.04	0.81	0.12	14.64
	II	56	0.52	1.06	0.86	0.09	10.94
	I+II	104	0.52	1.06	0.66	0.11	13.12
SO ₃	I	48	0.06	1.68	0.37	0.28	75.43
	II	56	0.11	1.26	0.45	0.21	46.04
	I+II	104	0.06	1.68	0.41	0.25	59.29
K ₂ O	I	48	0.07	0.39	0.15	0.06	39.60
	II	56	0.10	0.47	0.16	0.06	34.43
	I+II	104	0.07	0.47	0.16	0.06	36.77
Na ₂ O	I	48	0.01	0.21	0.12	0.08	64.92
	II	56	0.01	0.21	0.09	0.08	95.97
	I+II	104	0.01	0.21	0.10	0.08	80.69
Cl	I	48	0.007	0.042	0.019	0.007	39.52
	II	56	0.010	0.041	0.018	0.008	41.21
	I+II	104	0.007	0.042	0.018	0.007	40.20
CO ₃	I	48	86.72	96.94	93.45	2.33	2.49
	II	56	84.20	95.76	93.10	1.94	2.09
	I+II	104	84.20	96.94	93.26	2.13	2.28

ANNEXE 5

Caractéristiques techniques de la sondeuse existant dans la carrière de Chouf-Amar ATLAS-COPCO ROC L6. [34]

Type.	ROCL6 – 44
-------	------------

Type de moteur	CAT C10
Puissance de marteau	270 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 130) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t
Longueur, m	10,3
Hauteur, m	3,8
Largeur, m	4

ANNEXE 6

Présente quelques chiffres indicatifs du facteur de réparation. [22]

Équipement)	Facteur de réparation	
	Pièces de rechange	Pièces et main d'œuvre
Chariot à chenilles sans foreuse		
- Pour une application drifter	4-6%	8-12%
- Pour une application au fond du trou	3-5%	6-10%
Exercice pour l'utilisation d'une foreuse :		
- Drifter (Foreuse du tunnel)	6-10%	12-20%
- Au fond du trou	8-12%	16-24%
Perceuse à main ou drifter	6-10%	12-20%

Compresseur d'air portable	2-3%	4-6%
----------------------------	------	------

ANNEXE 7 :

Durée de vie des accessoires selon Atlas Copco [22]

Les accessoires	Durée de vie(m) en fonction du type de roche	
	Abrasive	Légèrement abrasive
Taillants filetés à plaquettes	200-400	800-1200
Taillants filetés à boutons, $d \geq 64$ mm	400-1000	1200-2500
Taillants filetés à boutons, $d < 57$ mm	300-600	900-1300
Taillants fonds de trou à boutons	400-1000	1200-2500
Tiges	600-1800	
Manchons	100% de la durée de vie des tiges	
Emmanchement(raccord) :		
Pour une foreuse pneumatique	1500 -2000	
Pour une foreuse hydraulique	3000-4 000	